МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ДВНЗ «КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

Міжнародна науково-технічна Інтернет-конференція

Матеріали конференції

«ІННОВАЦІЙНИЙ РОЗВИТОК ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ»



Кривий Ріг- 2016

ББК 33:34.3

УДК 622:669

І - 67

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

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

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

© Криворізький національний університет, 2016

З М І С Т Стор.

Секція 1	Відкрита розробка родовищ корисних копалин	3
Секція 2	Підземна розробка родовищ корисних копалин	87
Секція 3	Шахтне і підземне будівництво	131
Секція 4	Маркшейдерська справа	139
Секція 5	Рудникова аерологія та охорона праці	163
Секція 6	Збагачення корисних копалин	198
Секція 7	Гірничі машини та обладнання	227

УДК 378.1

Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., президент Академии горных наук Украины,
А.С. ДАВИДКОВИЧ, д-р техн. наук, проф., вице-президент
Массачусетской Ассоциации русскоговорящих научных сотрудников, США

ИНТЕРНАЦИОНАЛЬНЫЕ ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ ПРОБЛЕМЫ СОВРЕМЕННОГО ГОРНОГО ОБРАЗОВАНИЯ: ГЛОБАЛИЗАЦИЯ, ИНТЕГРАЦИЯ И ТРАДИЦИИ

В современном мире глобализация из категории умозрительной превратилась во всеохватывающую доминанту, определяющую все виды деятельности людей во всех уголках Земли. Мир меняется настолько стремительно, что люди сами не поспевают за темпом этих изменений и, конечно же, не успевают с соответствующей динамикой адаптировать адекватно к ним все общественные институции в силу инертности последних, среди которых особое место занимает образование - в силу его сложности, долгосрочности и исключительной важности.

В нашем контексте главное внимание направлено на образование горное, в значительной степени касающееся Украины, понимания первопричин и закономерностей его эволюции, нынешних преобразований и перспектив. Поэтому представляется целесообразным рассмотрение основных этапов развития горного образования не только в глобальном масштабе, но и в двух горнодобывающих регионах мира: США - мировом лидере в горной промышленностии и крупнейшем в Европе - Украине. Особенно тесное сближение этих стран происходит сейчас.

Достижения американского горногно образования имеют мощные исторические и экономические предпосылки. Еще в 1890 г. США по объему горного производства вышли на первое место в мире. Накануне первой мировой войны в США добывалось 700 млн т свыше 100 видов полезных ископаемых в год. После 1900 г. США вышли на 1-е место в мире и по добыче нефти.

Чем же обусловлен особый интерес США к Украине, как стратегическому партнеру, и каков резон в рассмотрении горного образования украинского в столь тесной аппликации именно к США? Тому – много причин, главные из которых объясняются стратегией этой страны.

После Второй мировой войны, в 1946 г. в США был принят «Закон о создании запасов стратегических и дефицитных материалов», и с начала 50-х годов США начали ориентироваться на активное использование зарубежной ресурсной базы. В начале 80-х гг. администрация Р. Рейгана объявила «эру борьбы» за ресурсы вне пределов США. В этот период добыча в США многих видов сырья, таких, как медь, железная руда, титан, калийные соли, сера, а также нефть и природный газ снизилась на 30-40 %. Однако и сегодня в США добывается 41 минерал. США занимают общее 1-е место в мире по объему добычи минеральных продуктов - 15,8% (Китай – 15,4, Россия - 5,7%), имея самые совершенные технологии, что обеспечивается, конечно же, достижениями горной науки и компетенцией горных специалистов, выпускников вузов США.

Но, рассматривая проблемы образования, не следует забывать, что и украинское образование, особенно инженерное, начиная с первых его шагов, строилось по схеме «образование на основе науки». Выпускники высшей технической школы всегда отличались широтой профессиональных знаний в сочетании с прочностью фундаментального естественнонаучного и гуманитарного базиса.

Выдающийся инженер-механик С.П. Тимошенко, познавший преимущества и недостатки нашей и американской инженерных школ на собственном опыте, на склоне лет живя в США, писал: «Обдумывая причины наших достижений, я прихожу к выводу, что немалую роль в этом сыграло образование, которое дали нам российские высшие инженерные школы. Основательная подготовка в математике и в основных технических предметах давала нам преимущества перед американцами, особенно при решении новых нешаблонных задач».

Этот принцип является проверенным жизнью и признанным в США.

В этой связи уместно также привести слова одного из первых президентов Массачусетского технологического института Джона Рункля: «Русский метод несет в себе единственно правильный, философский подход ко всему техническому образованию».

Поэтому, отталкиваясь от этих фактов, т.е. признавая неоспоримые достижения высшей горной школы США, украинского образования в прошлом, объективно оценивая нынешнее его состояние и анализируя факторы, которые обусловили далеко неоднозначную его эволюцию, необходимо искать наиболее приемлемые для сложившихся условий пути модернизации последнего и приведения к нормам мировой образовательной практики, избегая огульного копирования чужих моделей.

При этом центром реального воплощения идеи сближения принципов организации функционирования высших горных школ в Украине может быть и готова стать ее Академия горных наук.

УДК 378.1

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.; Ю.М. НАВИТНИЙ, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОБЛЕМЫ КООРДИНАЦИИ ГОРНОГО ОБРАЗОВАНИЯ В УКРАИНЕ

Тремя китами подготовки настоящих горных инженеров являются: горные традиции, горное образование и горная наука, каждое из которых - огромный информационно-факторный пласт. Это - богатейшая когнитивная среда, для горняков начинающаяся от «Естественной истории ископаемых тел», составленной Плинием в I в. н.э.; «Горных книг» середины XVI в. с первой энциклопедией горного дела «Двенадцать книг о горном деле и металлургии» Георга Агриколы, которого выдающийся русский ученый М.В. Ломоносов, автор «Первых основ металлургии и рудокопных дел», называл человеком «в горном деле преискусным», - до самых современных, сложнейших научных разработок и создаваемых на их основе технологий.

Каким же образом организована эта среда в Украине, как и кем координируется?

В советские времена авторам даного доклада немало лет довелось работать в головном координирующем органе по открытым горным работам, который функционировал при Госкомитете СССР по высшему и среднему специальному образованию. Поэтому мы с полной ответственностью утверждаем, что данная структура работала по-настоящему эффективно, на истинно демократических началах, и все решения по организации и содержанию горного образования принимались только коллегиально членами Научно-методического совета (НМС), которые избирались из числа корифеев горного образования и науки всей страны. А что же далее?

С распадом Советского Союза вся названная структура была благоразумно сохранена Россией как правоприемницей первого. Там не стали «до основанья, а затем…», учитывая инертность горного производства и масштабность последствий возможных рисков. А основания были, ведь в России сосредоточено около 50 % мировых запасов минеральных ресурсов, добывается 48 минералов (больше всех в мире), она занимет общее 3-е место в мире по объему добычи минералов (5,7%). Впереди - США (15,8 %) и Китай (15,4 %). Вузов в России, осуществляющих подготовку специалистов для нужд недропользования, насчитывается 45.

Модель интеграционного пространства вузов РФ, осуществляющих подготовку по направлению «Горное дело», представляет собой дальнейшее развитие существовавших до распада Советского Союза организационно-вузовских структур, осуществлявших координацию подготовки горных инженеров весьма эффективно. В центре данной модели - Учебно-методическое объединение (УМО) вузов РФ по образованию в области горного дела, которым руководит Совет УМО. Совет исполняет функции Научно-методического совета (НМС) по направлению подготовки бакалавров и магистров «Горное дело» и НМС по направлению подготовки дипломированных специалистов «Горное дело». В этом контексте весьма уместным будет напомнить, что последнеее десятилетие СССР и несколько лет после его распада всесоюзным Научно-методическим советом по открытым горным работам блестяще руководил ректор Криворожского горнорудного института профессор Бызов В.Ф., в свое время сменивший на этом посту академика Ржевского В.В. Примечательным является и тот факт, что в составе Совета из 20 представителей всех вузов СССР трое были - из КГРИ: В.Ф. Бызов - председатель, Ю.М. Навитний и С.А. Жуков - ученый секретарь НМС. Так что никакого «московского диктата» не было и в помине. И, по нашему глубокому убеждению, было бы весьма целесообразным сохранить всю эту структуру в нашей стране, а не в России, учитывая последовавший в первые годы независимости Украины хаос в ее образовательной системе, и тот малоизвестный ныне факт, что еще несколько лет после распада СССР этот НМС продуктивно работал в полном составе под эгидой первой Академии горных наук, и его представители - уже от вузов стран СНГ - с полной серьезностью приезжали в Украину координировать свою работу.

Мы разделяем взгляд многих ученых, которые считают, что имеющее место неполное соответствие результатов образования горного инженера требованиям работодателя и условиям современной экономики вызвано не столько декларативным характером государственной политики и просчетами в определении приоритетов развития горного образования, сколько несоответствием традиционных моделей образования вызовам современной социально-экономической и социокультурной ситуации. Но вместе с тем и названные выше просчеты - тому причина.

УДК 622.235.6: 550.348.098.64(045)(476)

С.Г. ОНИКА, д-р техн. наук, проф., заведующий кафедры «Горные работы»
Белорусский национальный технический университет, Беларусь

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРЕ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Оценка сейсмического действия массовых взрывов в теории и на практике в общем случае выполняется, как с помощью специальных шкал, так и применением методов прогноза параметров сейсмических колебаний, определяющих их сейсмическую опасность.

Для оценки сейсмического действия взрывов широкое распространение получила шкала, устанавливающая определенные соотношения между скоростью колебаний, силой сотрясений в баллах и вероятными их последствиями для окружающей среды. Так как силу сотрясений при взрывах в современных шкалах бальности оценивают по масштабам разрушений объектов, то применительно к действующим объектам, включающими жилой массив г. Микашевичи, такой подход не может быть приемлемым и возникает задача прогноза интенсивности сейсмических колебаний при взрывах, мерой которых служит скорость смещений грунта при взрывах.

Охраняемые объекты при взрывах в карьере «Микашевичи» размещены на плоской озерно-аллювиальной равнине с подстилающими рыхлыми породами с высоким уровнем грунтовых вод. Жилой массив г. Микашевичи приурочен к восточной стороне карьера. К ответственным промышленным объекта следует отнести газопровод высокого давления (1,2 МПа), предназначенный для газоснабжения объектов предприятия.

В представленной нами модели сейсмического действия взрыва с одной стороны участвуют детерминированные параметры, к которым следует отнести расстояние до взрыва, массу заряда на ступень замедления, показатель затухания скорости смещений с расстоянием, а с другой — параметры, влияющие на результат, но которые в явном виде в модели не определены, и вызывающие случайные изменения коэффициента сейсмичности и, как следствие, изменения скорости смещений грунта. При установленном законе теоретического распределения случайных значений коэффициента сейсмичности возможно компьютерное моделирование сейсмического эффекта, обусловленного влиянием случайных факторов.

Для описания случайных изменений коэффициента сейсмичности используются различные теоретические распределения. В ряде исследований рассматривается распределение Пирсона III – типа, известное также как гамма-распределение. Выполненный нами анализ показывает, что коэффициент сейсмичности подчиняется SL-распределению Джонсона. Знание законов распределения коэффициента сейсмичности позволяет осуществлять его прогнозирование, а с ним и величину скорости смещения грунта в результате сейсмических колебаний с заданной вероятностью при помощи случайных многократных испытаний, выполняемых на компьютере. Необходимым этапом решения данной задачи является получение случайных значений коэффициента, подчиняющейся установленному распределению с помощью нормированных случайных величин с равномерным или нормальным распределением.

Получение случайных чисел, имеющих заданное распределение, возможно путем использования известных соотношений между теоретическим распределением, которому подчиняется случайная величина и случайными величинами, имеющими нормальное или равномерное распределение.

Вычислительные эксперименты выполнены для взрывов с массой заряда на ступень замедления, равной 3200 кг, на расстоянии от взрыва 900 метров, что можно отнести к типовой ситуации при взрывах в карьере «Микашевичи». Оценка параметров сейсмических колебаний, в районе охраняемых объектов, с учетом планируемого расширения границ карьера и приближения его к объектам до 900 метров и типовых параметрах взрывов показывает, что максимальная амплитуда смещения может достигать значений 0,15 мм при преобладающем периоде смещений 0,3 с. Таким образом, исследования показали, что оценка сейсмического действия массовых взрывов возможна на основе применения современных вероятностных моделей с использованием методов теории случайных чисел и компьютерных баз данных «Параметры взрывов – параметры колебаний».

UDC 62-661

ILIAȘ Nicolae, prof. univ., dr. ing.; RADU Sorin Mihai, prof. univ., dr. ing.;
ANDRAS Iosif, prof. univ., dr. ing.; OFFENBERG Iulian, dr. ing.
Universitatea din Petroșani, Romania

ECONOMIC & ENVIRONMENTAL CHALLENGES OF THE COAL

Oil is a finite resource not equitably distributed around the globe. Energy security is at the top of the international agenda, with physical oil availability concerns exacerbated by supply issues brought on by ongoing political instability in some regions and infrastructure difficulties in others. Economic development in populous nations such as China and India is resulting in significant growth in energy demand, leading to an even greater tightening of supply. This means that in 2030 2/3 of the fossil fuel demand has to be covered by new fuels. In this situation, alternative liquid fuels made from solid (e.g. coal or biomass) feedstock can be used in existing vehicle fleets with no, or little, modification. Coal will have a significant role to play in the provision of these alternative fuels – it is the most affordable of the fossil fuels and is widely distributed around the world. The latest 'Coal Matters' fact sheet from the WCA focuses on the role of coal in transportation. Liquid fuels from coal provide a viable alternative to conventional oil products and can be used in the existing supply infrastructure. Several coal-to-liquids (CTL) demonstration plants are being developed in China. CTL currently provides 20% of South Africa's transport needs including 7.5% of jet fuel.

Coal-derived liquid fuels are also sulphur-free, low in particulates, with low levels of oxides of nitrogen, providing local and regional air quality benefits in comparison to oil. International Energy Agency (IEA) data shows that CTL can be produced at a much lower cost than gasoline and, together with natural gas, is the only alternative transport fuel able to compete with gasoline even at very low crude oil prices of around US$60 per barrel (bbl). At current crude oil prices of US$100/bbl to US$110/bbl (as of February 2014) CTL production costs are over 20% lower. Therefore, coal benefits from a well-established global market, with a large number of suppliers. The production of liquid fuels from coal will not require vast land resources or cause competition with food production. The development of a coal to liquids (CTL) industry can serve to hedge against oil-related energy security risks. Using domestic coal reserves, or accessing the relatively stable international coal market, can allow countries to minimise their exposure to oil price volatility while providing the liquid fuels needed for economic growth. CTL fuels are ultra clean to use and the use of carbon capture and storage can minimise emissions from the manufacturing process.

Catalytic Pressure less Depolymerization (CPD Technology promise to become worldwide unrivalled potentials for **energy politics**, waste management and optimal environmental protection is going to market: Unlike classic methods which burn the waste materials and produce ash, CO_x, NO_x and poisonous substances like dioxin and furan, which then have to be filtered out with costly and high-technology arrangements, the CPD-Technology enables a nearly complete utilization of the coal into a high-quality and unproblematic storable energy source – diesel fuel. The final product – diesel fuel – of the CPD-Technology has an outstanding quality and can be used without restrictions as diesel fuel for vehicles and all diesel engines. DCP promise to be a clean process, commercially and environmentally friendly through chemical nature and absolute low temperature conversion process, which does not generate toxins, because: reproduce the natural formation of crude oil in minutes; synthetic fuel can be produced at competitive prices; the technology binds harmful inorganic substances in salts induced by ionic characteristics changing of the chemical catalyst there is no environmental pollution; increase efficiency in coal thermal energy and power plants by 60%; environmental protection becomes a source of energy and jobs. The technique of friction to heat and make the process is seen in no other place in chemical plants. This is an entirely new technique and leads us now to diesel-fuel production using cost-effective catalytic hydrogenation with biomass and the recycled ash-minerals of the biomass, as the catalyst. If we compare the old processes with the new low pressure technology we see the following: - 90 bar hydrogen Nickel catalyst, higher temperature with heating from outside or - under low-pressure, biomass as carrier for the hydrogen and heating with the friction turbine- then; We can realize that the low pressure hydrogenation with biomass is much cheaper than all the old processes of gasification, pyrolysis and high pressure hydrogenation with hydrogen gas. The CPD-Technology (Catalytic Pressure less Depolymerization) provides the unique opportunity in combining prospective development of new added value with active environment protection, in the endeavor to optimize and decentralize waste management into energy self-sufficiency. The major economies as well as the environmental potentials of the CPD-Technology stands for hope for coal industry and, at the same time, also demand responsible decisions of politicians and industrial agents.

УДК 622.415.1:542.51

В.В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф.,
В.В. КУЛИВАР, А.С. РОМАНОВА, аспиранты,
ДВНЗ «Национальный горный университет», Украина

ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ЛАЗЕРНЫХ СИСТЕМ ИНИЦИИРОВАНИЯ

Штатные инициирующие взрывчатые вещества удовлетворяют в основном требованиям промышленности и военной техники по надежности, взрывчатым свойствам и эксплуатационным характеристикам. Но они имеют ряд существенных недостатков. Например, опасность обусловлена токсичностью и ядовитыми свойствами первичных инициирующих взрывчатых веществ – азида и стифната свинца, гремучей ртути, которая в настоящее время почти повсеместно запрещена к применению. Свинец, ртуть и кадмий входят в состав так называемой «мрачной тройки» наиболее токсичных промышленных цветных металлов. Эти взрывчатые вещества опасны в производстве и обращении, так как высокочувствительны к удару, трению, зарядам статического электричества. Скорость детонации в прессованных зарядах — менее 5 км/с, что недостаточно для вновь разрабатываемых мощных и миниатюрных средств инициирования. Перечисленные недостатки оказывают негативное воздействие на окружающую среду и здоровье человека.

Приоритетным направлением в области синтеза инициирующих взрывчатых веществ является поиск безопасных, экологически чистых (не содержащих тяжелых металлов) энергонасыщенных композиций, высокочувствительных к лазерному импульсу как наиболее безопасному и надежному источнику энергетического импульса.

Одним из требований для гражданских средств инициирования является ограничение или полное исключение из применения солей свинца. Жесткие требования, разработанные исследователями Лос-Аламосской национальной лаборатории (США), к не наносящим вреда окружающей среде (экологичным или «зеленым») энергонасыщенным веществам, предназначенным для замены азида и стифната свинца в гражданских капсюлях-детонаторах, электродетонаторах и капсюлях-воспламенителях.

Идеальное «зеленое» инициирующее взрывчатое вещество должно удовлетворять следующим критериям:

быть не чувствительным к влаге и свету;

иметь низкую чувствительность к механическим воздействиям и зарядам статического электричества;

ыть химически стабильным при длительном хранении;

не содержать металлов первой группы токсичности;

быть термически стабильным не менее чем до 500 К;

быть безразличным к любым внешним электромагнитным наводкам.

Синтез светочувствительных инициирующих взрывчатых веществ с учетом вышеперечисленных критериев способствует созданию безопасной, технически надежной и многофункциональной, эффективной и прецизионной оптической системы инициирования.

В [1] авторы предположили, что зажигание высокочувствительных энергонасыщенных композитов (ВС) осуществляется в результате распада реакционно-активных химических групп при деформации кристаллической решетки вблизи поглощающих излучение микронеоднородностей. Квантово-механические расчеты подтвердили вероятность такого механизма. Для подтверждения этого вывода проведены принципиально новые экспериментальные исследования: изучено влияние концентрации связующего материала и толщины образцов ВС на чувствительность к действию лазерного моноимпульса.

Проведение таких экспериментов стало возможным благодаря разработанной технологии получения высокочувствительных ВС.

Список литературы

1. **Chernai A.V**. Laser Ignition of Explosive Compositions Based on di-(3-hydrazino-4-amino-1,2,3-triazole)-Copper(II) Perchlorate // A.V.Chernai, V.V.Sobolev, V.A.Chernai, M.A.Ilushin, A.Dlugashek // Combustion, Explosion, and Shock Waves. – 2003. – V.39, №3. – P.335-339.

УДК 622.271

М.І. СОКОЛОВСЬКА, аспірант, А.В. ХОМЕНЮК, студент,
О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф.,
ДВНЗ «Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

ОСОБЛИВОСТІ ВИБОРУ ВИДУ ТРАНСПОРТУ ПРИ РОЗРОБЦІ ПОТУЖНИХ ГЛИБОКИХ КАР'ЄРІВ

Гірничо-геологічні умови залягання похилих і крутоспадних родовищ, що розробляються глибокими кар'єрами, надзвичайно різноманітні. Зміна типів і властивостей гірських порід, а також умов їхнього залягання з глибиною ведуть до зниження продуктивності та погіршення використання транспортних засобів. Зокрема, зі збільшенням глибини кар'єрів, їхньої виробничої потужності, значно збільшується довжина транспортних комунікацій, кількість транспортних горизонтів і тупикових з'їздів, а також ускладнюється обмін транспортних засобів, що призводить до зниження коефіцієнту використання основного гірничого обладнання. При цьому зростає довжина похилих ділянок і зменшується довжина горизонтальних.

На глибоких кар'єрах основні функції по переміщенню вантажів по похилим і крутопохилим трасам виконує внутрішньокар'єрний транспорт. При значних глибинах кар'єру робота внутрішньокар'єрного транспорту набуває певної специфіки, а саме [1]:

значно збільшується відстань транспортування гірничої маси на поверхню;

різко зростає складова підйому гірничої маси у загальній довжині транспортних комунікацій;

виникає необхідність застосування декількох видів транспорту для більш раціонального поділу функцій;

ускладнюється маневреність транспорту через обмеженість фронту робіт;

частіше відбувається переміщення транспортних комунікацій, пунктів перевантаження всередині кар'єру;

ускладнюється обслуговування і ремонт транспортних засобів, викликані недоцільністю видачі всього обладнання на поверхню.

Вибір виду транспорту при розробці глибоких кар'єрів є однією з найбільш важливих задач при проектуванні розробки родовища. Складність задачі полягає в тому, що, як правило, для глибоких кар'єрів не буває однозначного рішення при виборі виду транспорту. Основними складовими при рішенні цієї задачі є:

вибір виду кар'єрного транспорту для різних періодів розробки родовища;

вибір типу і розрахунок потрібної кількості обладнання для прийнятого виду кар'єрного транспорту;

встановлення параметрів технологічної схеми транспорту;

розрахунок техніко-економічних показників прийнятого виду транспорту.

Зазвичай транспорт погіршує свої показники при використанні його в глибоких кар'єрах: знижується швидкість руху, затрудняється обмін транспортних засобів, погіршується зручність розміщення транспортних комунікацій, збільшується час доставки вантажів на поверхню і затрати на перевезення порід. Це викликає необхідність вишукування способів інтенсифікації транспорту, що застосовується, заміну його іншим видом транспорту або застосування так званого зонального використання декількох видів транспорту, кожному з якого відводиться певні просторові зони в кар'єрі. В таких випадках декілька видів транспорту можуть використовуватися паралельно або в комбінації.

Очевидно, що основним критерієм визначення доцільності застосування певного виду транспорту є питомі витрати на транспортування гірничої маси та на розробку родовища в цілому. Тому, насамперед, необхідно визначати закономірності впливу негативних факторів транспортування, як окремо, так і сукупно, на технологічні й техніко-економічні показники роботи окремого виду транспорту або його комбінації. Потім методом порівняння обирати найдоцільніший варіант.

Список літератури

1. **Васильев В.М.** Транспорт глубоких карьеров / **В.М. Васильев**// М.: Недра, 1983. – 295 с.

УДК 622.271

W. KOZIOŁ, Prof. DSc. PhD (Engineering), Full Professor, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland
I. BAIC, DSc. PhD (Engineering), Associate Prof., Branch Director, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland
A. BORCZ, MSc. (Engineering), Lecturer, AGH University of Science and Technology, Poland
M. PATYK, MSc. (Engineering), lecturer, AGH University of Science and Technology, Poland

MINING, PRODUCTION AND USE OF NATURAL AGGREGATES IN POLAND AND IN THE WORLD

Natural aggregates (sand and gravel and crushed stones) represent the largest group (over. 30%) extracted and consumed minerals in the world. World production of aggregates is estimated at 20 to 30 billion tonnes (lack of accurate data from many countries, including China). Aggregates are consumed mainly in the construction industry for the production of concrete, roads, housing and other buildings, energetics, construction chemicals, agriculture, etc. Aggregates properly refined is also used outside of the construction in many sectors of the economy such as the glass industry, founding, water and sewage filtration etc. Fine sands, rich in quartz, are used in almost all modern electronics (mobile phones, computers, televisions, solar panels, etc.).

Recently aggregates are also used for the hydrocarbon extraction with method of hydraulic fracturing, and also for the construction and maintenance of sports and recreation infrastructure (sport fields, golf courses) etc. Wide range of applications of natural aggregates, and most of all the development of a very high building construction and engineering in many rich Arab and other highly industrialized countries, makes that in some of them or in their regions there is a big deficiency of natural aggregates, and it results the need to import them sometimes from distant countries or deposits. Prices of imported aggregates are between 50 to 100 USD for 1 ton, and exceeds the current price of coal.

In Poland in the last 25 years there has been about a four time increase in the extraction of aggregates from 63 (1991) for the 232 million tonnes per year (2015). Record level of extraction was achieved in 2011 – 333 million tonnes per year. In per capita terms this gives a current rate of approx. 6 tonnes per capita. This ratio is higher than the European average (approx. 5 tonnes per capita), but at the same time is lower than the aggregate production in many other European countries (Norway – 16.7, Finland – 15.7, Austria – 12.2, Germany – 7.0 tonnes per capita etc.). In the production of natural aggregates in Poland definite advantage have sand and gravel aggregates, which represent approx. 2/3 of the produced aggregates. Compared to the structure of aggregates production in the EU and in other European countries, this structure is significantly different. In these countries, the advantage is the production of crushed stones aggregates. This is mainly of course due to depositional conditions. In Poland, the natural aggregates are only exploited in surface mining. Sands and gravels are extracted mainly from under the water (about 75% of extraction), and rock materials for the production of crushed stones aggregates are mined in the ground-based mountain-side and abyssal open cast workings.

List of References

1. **Bednarczyk J.** National scenario of acquisition and management of rock materials / **J. Bednarczyk** (Multi-author work) // Poltegor-Institute Opencast Mining Institute, 2014. – 206 s.

2. **Jacaszek C.** The method of selection of mining technology of sand and gravel deposits from under the water / **C. Jacaszek** (PhD thesis) // 2015. – 225 s.

3. **Kozioł W., Ciepliński A., Machniak Ł.** Natural aggregates in EU – the production in 1980–2011 / Mineral Resources Management // 2014. – 16 s.

4. **Kozioł W., Ciepliński A., Machniak Ł., Jacaszek C., Borcz A.** Extraction and production of natural aggregates in Poland and the European Union / Polish Mining Review // 2014. – 7 s.

5. **Kozioł W., Machniak Ł., Ciepliński A., Borcz A.** Production and consumption of natural aggregates in Poland – current status and forecasts / Surface Mining // 2015. – 10 s.

6. **Kozioł W., Machniak Ł., Borcz A., Baic I.** Mining of aggregates in Poland – opportunities and threats / Journal of the Polish Mineral Engineering Society // 2016. – 8 s.

УДК 622.331

С.А. ФЕДОТОВА, канд. техн. наук, доц.
Белорусский национальный технический университет

АКТУАЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ ДОБЫЧИ ТОРФА В РЕСПУБЛИКЕ БЕЛАРУСЬ

Стабильное и устойчивое развитие общества невозможно без рационального использования местных природных ресурсов. В настоящее время руководством Республики Беларусь поставлена задача замены не менее 25% импортируемых энергоресурсов местными видами сырья.

Торф является одним из важных топливно-энергетических ресурсов в обеспечении решения поставленной задачи. В недрах Республики Беларусь имеются значительные ресурсы торфа: общая площадь торфяного фонда составляет 2,4 млн. га с геологическими запасами торфа 4 млрд. тонн. Запасы торфа в Республике Беларусь распределены по всей территории страны.

Государственная программа «Торф» предусматривает увеличение его добычи для топливных целей к 2020 году до 4.38 млн т. Однако в стране все торфяные ресурсы распределены по целевым фондам: земельный, природоохранный, разрабатываемый, запасной, неиспользуемый. В земельный и природоохранный фонды было отнесено более 40% всего торфяного фонда, а в разрабатываемый фонд – около 4%.

Существующие технологии добычи торфа требуют применения большого комплекта энергонасыщенных машин по осушению, подготовке, ремонту производственных площадей, технологического оборудования по производству продукции из торфа и транспортированию к потребителю. В результате сжигания горючего в двигателях машин в атмосферу выбрасывается большое количество вредных веществ. Торфяные месторождения, являясь лабильными природными экосистемами, требуют особого подхода к их освоению и соответствующих экологически сбалансированных технологий.

Результаты расчетов показали, что наименьшее количество вредных веществ в результате сжигания горючего в двигателях машин выбрасывается при фрезерном способе производства торфяной продукции. Чем больше совершаемая работа при транспортировании торфа в штабель — тем больше расход топлива на 1 т добытого торфа, а, значит, возрастают выбросы вредных веществ в атмосферу. С точки зрения уменьшения энергоемкости производства 1 т торфяной продукции и уменьшения вредных выбросов перспективной является технология добычи фрезерного торфа с раздельной уборкой из наращиваемых валков с применением для уборки торфа перевалочных машин.

В настоящее время использование торфа в Республике Беларусь приоритетным является сельскохозяйственное. Добыча торфа для этого направления ведется силами торфопредприятий концерна «Белтопгаз», а также РО «Белагросервис» Министерства сельского хозяйства и продовольствия. При этом добыча районными подразделениями РО "Белагросервис" предполагается на небольших участках: так в Витебской области планируется разработка 10 участков крупных и средних торфяных месторождений общей площадью 705 га.

При выборе технологии добычи торфа при мелкомасштабном производстве необходимо стремиться к обеспечению высокого качества работы при минимальных затратах средств и труда на единицу работы. Это возможно путем замены технологий с использованием одноопераций агрегатов на универсально-комбинированные, что позволит сократить количество машин и снизить капиталовложения в 1,5-2 раза.

На сегодняшний день рынок торфяного оборудования представлен продукцией ОАО «Амкодор» в виде высокопроизводительных специализированных машин для выполнения операций добычи фрезерного торфа.

Их применение оправдано только в крупных торфодобывающих предприятиях. Между тем, колесный фронтальный погрузчик Амкодор 342Р-01, который является единственной машиной для погрузки торфа при отсутствии погрузочных кранов, может быть использован для штабелирования торфа.

Проведенные предварительные расчеты показывают возможность организации добычи торфа на небольших по площади участках на основании машинно-технологической схемы с применением фронтального погрузчика Амкодор 342Р-01.

В технологическом цикле будут выполняться операции рыхления торфяной залежи дисковым лущильником, ворошение этим же агрегатом и уборка совместно со штабелированием погрузчиком.

УДК 658.3:622.8

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

СОВРЕМЕННЫЕ НАУЧНЫЕ ПОДХОДЫ К ОБЕСПЕЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

В настоящее время железорудные карьеры Кривбасса приближаются к глубине 400 м при проектной 500-700 м. При этом на постоянные проектные контуры карьера выведены горизонты в осадочной толщине (до 70%) и в скальной – в пределах 10-30%. Результирующие углы наклонов бортов (временно постоянных) на $10\text{-}15^0$ меньше, чем предельные проектные углы. В связи с чем возникает целесообразность в выполнении ревизии и корректировки ранее выполненных исследований по обоснованию результирующих углов наклона бортов и предельно допустимых углов откосов сдвоенных уступов на предельных проектных контурах глубоких карьеров.

При этом необходимо рассмотреть произошедшие изменения в массиве горных пород, связанные с геолого-структурными особенностями месторождения на глубоких горизонтах, физико-механическими свойствами пород и руд, степенью влияния буро-взрывных работ на раскрытие трещин в законтурной толще.

Объектом для исследований был выбран карьер №3 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог». Выполнено исследование состояния устойчивости обнажений скальных уступов и предохранительных берм на временно нерабочих бортах. В результате изучения получены следующие данные:

условия залегания складчатости рудно-кристаллической толщи, наличие тектонических разрывов большой протяженности, трех-четырех систем и заполняющего материала;

степень и характер трещиноватости пород, изменение их по площади и с глубиной;

характер поверхностей напластованиия в складках;

нарушение слоистости толщи, падающей в карьер, технологическими взрывами;

Нарушенность сплопшости массива определяется тектоническими разрывами, складчатостью слоистых горных пород и их мощностью, повлиявших при их формировании на «растрескивание» слоев с образованием «решетки трещиноватости», состоящей из трещин слоистости, скола и отрыва. Трещины ограничивающие кусок (блок) горной породы, образуют форму элементарного структурного блока характеризующегося средним размером его ребер или граней, который влияет на значение коэффициента структурного ослабления (λ).

Анализ замеренных в обнажениях уступов трещин напластования в слоях мощностью до 15 м показал, что «расслоение и раскалывание» на мелкоблочные слои (плитки) мощностью от 0,01 до 0,06 м (55%), от 0,06 до 0,12 м (25%) и от 0,12 до 0,21 м (20%) происходит в результате реакции массива на сейсмическое действие взрыва. Влияние сейсмического воздействия взрывов можно обнаружить и в системах трещин тектонической нарушенности. Так, замеренные расстояния между трещинами в 3-х системах от 0,03 до 0,29 м принадлежат в ряде случаев блокам, подвергшимся взрывному воздействию. Объем их составляет до 50 % от числа всех замеренных трещин.

В результате обработки данных замеров интенсивности трещиноватости пород обнажений, подвергшихся взрывному и механическому воздействию при отгрузке взрывной горной массы, получены средние значения элементарных структурных блоков *l*) в пределах выделенных структурно-тектонических зон полевых измерений.

Обработанные данные с определением среднего размера элементарных структурных блоков отличаются от ранее выбранных для проектирования тем, что учтена представительность выделенных систем трещин, рассланцевания и раскалывания взрывом, интенсивность складности влияющих на ослабление прочности массива и снижающих коэффициентов запаса устойчивости откосов постановки на предельный контур бортов карьера. Для снижения влияния указанного фактора на обоснование допустимых крутых углов откосов для поставки бортов в предельное положение нами разрабатываются технология заоткоски уступов при буровзрывных работах.

УДК 622.271: 622.013.3

Е.К. БАБЕЦ, канд. техн. наук, проф.,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПЫТ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПОДРАБОТАННЫХ ПОДЗЕМНЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

Опыт отечественных и зарубежных горнодобывающих предприятий подтверждает возможность и целесообразность отработки месторождений открытым способом в зонах влияния горных работ подземных рудников.

В странах бывшего СССР открытая разработка месторождений в зонах влияния горных работ подземных рудников нашла широкое применение при добыче руд цветных металлов в 50-80 гг. прошлого столетия. Это объясняется несовершенством технологий добычи полезных ископаемых подземным способом в предшествующие годы. В результате в недрах оставались значительные запасы руд цветных металлов.

Каджаранским нагорным карьером дорабатывалось месторождение, имеющее форму крупного штокверка. Применялась транспортная система разработки. Месторождение Кара-Арга отрабатывалось комбинированным открыто-подземным способом. Рудные тела имели линзообразную форму, угол падения которых изменялся от горизонтального, до крутого. Открытая разработка осуществлялась горизонтальными слоями. На Никитовском ртутном месторождении в послевоенные годы проводилась разработка запасов карьерами «Чегарники» и «Западное замыкание». Применялась транспортная система разработки.

В Кривбассе, начиная с 1963 г., на руднике «Ингулец» повторно разрабатывалась открытым способом залежь железной руды, расположенная в районе старых подземных горных работ шахты «Визирка». Подземная разработка на этой шахте проводилась еще в 1898-1914 гг. Открытая разработка осуществлялась транспортной системой разработки. При извлечении вскрышных пород и добыче железной руды буровзрывные работы не применялись.

В настоящее время отработка железных руд открытым способом в зонах влияния горных работ подземных рудников осуществляется в Кривбассе карьером «Южный» бывшего рудоуправления им. Кирова (ныне горный цех шахтоуправления по подземной добыче руды ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»), карьером «Северный» бывшего рудоуправления им. Дзержинского (ныне горно-обогатительный комплекс «Укрмеханобр» ОАО «Мариупольский металлургический комбинат им. Ильича»), а также карьером №1 ПАО «ЦГОК». Карьером «Южный» ведется повторная отработка руды в зоне сдвижения от подземных горных работ в поле шахты №1 им. Артема, на которой продолжается добыча богатых руд. Карьер «Северный» ведет отработку богатых железных руд, добыча которых ранее производилась шахтами бывшего рудоуправления им. Дзержинского. Карьером №1 ОАО «ЦГОКа» разрабатываются магнетитовые кварциты первого, второго и четвертого железистых пластов Саксаганской антиклинали. Карьер расположен в зонах сдвижения горных пород и земной поверхности бывших рудников им. Фрунзе, им. Коминтерна и им. К. Либкнехта.

Опыт отработки месторождений открытым способом в зонах влияния горных работ подземных рудников позволил выявить однотипность недостатков применяемых технологических схем, которые заключаются в следующем:

1. Для отработки массивов горных пород, находящихся в неустойчивом или обрушенном состоянии, применялись и применяются традиционные технологические схемы, предназначенные для открытой эксплуатации месторождений, устойчивость массивов горных пород которых не нарушена подземными работами.

2. Формирование рабочей зоны карьера горизонтальными слоями способствовало образованию зон обрушения на значительной площади карьера. Наиболее часто аварийные ситуации возникали в период вскрытия и подготовки нижележащего горизонта к отработке.

Анализ существующего опыта разработки месторождений открытым способом в зонах влияния горных работ подземных рудников показал, что применение традиционных технологических схем в рассматриваемых условиях создает определенные трудности при выполнении горных работ и приводит к снижению возможности достижения предусмотренных проектных показателей работы горнодобывающих предприятий.

УДК 624.015:622

О.А. ПАЛИВОДА, асистент; С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТРУБОБЕТОННИХ ЕЛЕМЕНТІВ ДЛЯ КАР'ЄРНИХ СПОРУД

Сучасні елементи і конструкції споруд гірничо-збагачувальних комбінатів повинні відповідати всім вимогам надійності, економічності, ресурсозбереження, які пред'являються до гірничого виробництва. Основний напрямок їх розвитку – це скорочення витрат сталі (14-16 %), економія цементу (10-12%) і економія лісових матеріалів (12-14 %). Ці завдання можна вирішувати за рахунок зменшення матеріаломісткості та поперечного перерізу конструкцій, раціонального поєднання бетону і сталі при їх спільній роботі та застосування високоміцних матеріалів. Цим вимогам задовольняють конструкції з трубобетону. При відносно малому поперечному перерізі вони здатні витримувати значні зусилля, при цьому бетон за рахунок об'ємного напруженого стану сприймає напруги, які значно перевищують призмову міцність, що економить сталь і бетон. Застосовуючи високоміцні бетони, ущільнені пресуванням, центрифугуванням, можна отримати значну економію цементу. Підвищити міцність бетону можна і за рахунок застосування непрямого армування, що дозволяє при малій витраті сталі значно підвищити міцність конструкцій.

До теперішнього часу запроектовано і побудовано багато промислових споруд із застосуванням трубобетону в Китаї, Канаді, США, Японії, СНД. Разом із тим здебільшого дослідження спрямовуються на вплив різнотипного складу бетону ядра на характеристики конструкцій. Ідея ж зміцнення ядра залишається поза увагою дослідників.

Метою представлених в даній доповіді досліджень було експериментальне вивчення трубобетонних елементів з бетонними ядрами, зміцненими різними методами; розробити методи розрахунку несучої здатності і напружено-деформованого стану трубобетонних елементів зі зміцненими ядрами, у зв'язку з чим експерименти були спрямовані на уточнення механізму розвитку напружено-деформованого стану трубобетонних елементів зі зміцненим осердям для більш достовірної та конкретної оцінки їх характеристик.

Відомо, що в стиснутих трубобетонних елементах діюче зусилля сприймається як трубною оболонкою, так і бетонним осердям. Якщо якимось чином збільшити несучу здатність осердя, то можна зменшити витрати сталі для отримання трубобетонного елемента з наперед заданою несучою здатністю. Тому використання зміцненого осердя забезпечить зниження витрат сталі й економію коштів при виготовленні конструкції, в чому й полягає головна задача дослідження.

Експериментальні дослідження трубобетонних елементів з осердям з високоміцним бетоном довели, що до моменту появи текучості в оболонці, остання з бетонним осердям працюють паралельно. Тому при розробці методики оцінки напружено-деформованого стану таких конструкцій враховувалося, що труба-оболонка та бетонне осердя працюють паралельно до того моменту, поки починається текучість труби-оболонки. Надалі бетонне осердя та оболонка працюють сумісно. Особливістю досліджених трубобетонних елементів є те, що бетонне осердя додатково у поздовжньому напрямку армовано додатковою арматурою. Тобто в поздовжньому напрямку опір чинить бетонне осердя та сталева арматура, а у поперечному – лише бетонне осердя. Для можливості теоретично описати роботу стержневого армування в умовах трубобетону враховано той факт, що стержні розташовано рівномірно по колу. Тому в поперечному перерізі стержневе армування представлено у вигляді умовного кільця з можливістю вільно деформуватися бетону. Оцінка напружено-деформованного стану таких конструкцій схожа до методики для трубобетонних елементів з осердям з високоміцного бетону. Лише додається у поздовжньому напрямку робота додаткового армування, яке працює в умовах одновісного напруженого стану.

Для можливості побудови методики оцінки напружено-деформованого стану сталевої труби необхідно врахувати декілька факторів: розрахунок трубобетону виконується за ітераційною методикою зі зміною параметрів пружності; в межах окремого етапу розрахунку роботу сталевої труби вважаємо пружною; напружено-деформований стан труби вважаємо сумою станів при простих завантаженнях.

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф., В.Т. МОДЕНКО, студент,
ДВНЗ «Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

УДОСКОНАЛЕННЯ ВИБУХОВОГО РУЙНУВАННЯ ПРИРОДНО ПОРУШЕНИХ МАСИВІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД НА КАР'ЄРАХ

Природна тріщинуватість скельних порід є однією з найважливіших властивостей, що визначає структурну будову гірських масивів. Масиви гірських порід класифікуються за ступенем тріщинуватості та складом в них шматків (окремостей) різних розмірів.

Особливості дії вибуху в природно порушених гірських масивах полягають у тому, що енергія хвилі напруження, що проходить по масиву з тріщинами, зменшується за рахунок відбиття від їх поверхонь. Разом з тим тиск продуктів детонації, що проникають в існуючі тріщини, швидко падає та скорочує тривалість їх дії на породу і, відповідно, погіршує умови її руйнування. Таким чином, наявність природних тріщин суттєво послаблює вплив вибуху на породу. Зокрема в роботі [1] зазначено, що тріщина шириною 2 мм, яка заповнена повітрям, знижує інтенсивність напружень в 25 разів порівняно з монолітним середовищем. При цьому відмічається, що мікротріщини і площини спайності легко долаються хвилями напружень при підриванні зарядів великої маси і важче – малої. Зі збільшенням радіусу свердловинного заряду і зменшенням відстані від місця вибуху до тріщини інтенсивність і тривалість взаємодії хвилі на тріщину збільшується. У цьому випадку енергетичний потік вибуху поширюється по масиву без великих втрат, а зона найбільш інтенсивних руйнувань гірського масиву розташована за напрямками, нормальними до площини контакту з окремістю, в якій розміщений заряд вибухової речовини (ВР).

При розрахунку імпульсу вибуху і тиску в свердловині при подрібненні природно порушеного тріщинуватого масиву дослідниками встановлено, що через 10-12 мс після вибуху відбувається прорив газів по природних тріщинах, внаслідок чого знижується тиск продуктів детонації. Тому, при оцінці якості руйнування тріщинуватих масивів необхідно враховувати не тільки величину вибухового імпульсу, але й фізико-механічні властивості порід.

За результатами проведених досліджень в [2] встановлено, що в природно порушених масивах порід від проходження хвиль напружень, при найбільш сприятливих умовах, можливі руйнування тільки в межах найближчих однієї-двох природних окремостей до заряду. Для кращого подрібнення тріщинуватих порід автори зазначених досліджень рекомендують рівномірно розподілити ВР у масиві. Це можна досягти, як за рахунок зміни діаметра зарядів, так і зміною параметрів розташування свердловинних зарядів на промислових блоках, що готуються до підривання [3]. Зі зменшенням діаметра зарядів рівномірність розподілу ВР у масиві підвищується, що приводить до відповідного покращення дроблення порід вибухом. При зміні параметрів розташування свердловинних зарядів необхідно враховувати ступінь анізотропії гірського масиву, форму геометрії воронки дроблення та схему коротко-сповільненого підривання зарядів.

Таким чином, для ефективного вибухового руйнування природно порушених тріщинуватих скельних порід необхідно враховувати міцнісні та структурних характеристики гірського масиву (параметрів тріщинуватості та блочності) та особливості формування і розповсюдження енергії вибуху в масиві гірських порід, зумовлених просторовим розташуванням свердловинних зарядів ВР на промислових блоках та схемою короткосповільненого підривання.

Список літератури

1. **Воробьев В. Д.** Методы дробления анизотропных пород на основе регулирования параметров импульса взрыва комбинированных зарядов: Дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.11 / **В. Д. Воробьев**. – Киев, 1995. –419 с.

2. **Ткачук К. Н.** Взрывные работы в горнорудной промышленности / **К. Н. Ткачук, П. Й. Федоренко**. – К.: Вища школа, 1978. – 272 с.

3. **Фролов А. А.** Оптимизация параметров системы скважинных зарядов для разрушения анизотропных массивов // Дисс. … канд. техн. наук: 05.15.11 / **А.А. Фролов**. – Киев: НИИОТ, 1998. –146 с.

УДК 622.271.32

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

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА УКРАИНЫ НА МИРОВОМ РЫНКЕ

Как показывает практика, глубину и положение конечных контуров большинства крупных карьеров по мере отработки месторождений полезных ископаемых неоднократно пересматривают и корректируют. Однако, обязательным является определение перспективных контуров карьера, при которых разработка месторождений открытым способом будет эффективной.

На сегодня границы карьеров определяются на основе сравнения одного из коэффициентов вскрыши по проектируемому карьеру с граничным коэффициентом вскрыши. При этом для определения граничного коэффициента вскрыши чаще всего используются экономические показатели себестоимости добычи руды подземным способом или оптовой цены на полезное ископаемое.

На мировом рынке товарной железорудной продукции единственным показателем ее конкурентоспособности является цена. Затраты на производство и рентабельность являются коммерческой тайной. Поэтому основным условием сравнительной оценки эффективности работы ГОКа на мировом рынке является сравнение цены производимой товарной продукции с ценой такой же продукции на мировом рынке,

В связи с этим разработана методика определения граничного коэффициента вскрыши, позволяющая при сложившейся на мировом рынке цене железорудной продукции определить границы карьера, обеспечивающие конкурентоспособность ГОКа.

Согласно разработанной методике, цена концентрата проектируемого ГОКа будет определяться как

$$Ц'^{П}_{к} = \frac{\beta^{П} \cdot \left(a^{П}_{д} + a^{П}_{п} + b^{П} \cdot n\right)}{\gamma^{П}_{к} \cdot \beta^{М}} \cdot (1+\psi)$$, грн/т.

Как видно из формулы, цена концентрата на проектируемом ГОКе, как показатель конкурентоспособности, зависит от планируемой прибыли и объемов вскрышных работ.

Остальные показатели определены достигнутым на комбинате уровнем техники и технологии добычи руды и пустых пород ($a^{П}_{д}$ и $b^{П}$), показателями технологии передела руды до концентрата и качеством руды ($a^{П}_{п}$, $\gamma^{П}_{к}$, $\beta^{П}$). Перечисленные показатели при определении конкурентности аналогичных предприятий, можно принять постоянными, так как они длительное время не меняются, а если и меняются, то практически одинаковыми темпами.

Тогда граничный коэффициент вскрыши определяется как

$$n_{г} = \frac{\frac{Ц^{М}_{к} \cdot \gamma^{П}_{к} \cdot \beta^{М}}{\beta^{П} \cdot (1+\psi)} - (a^{П}_{д} + a^{П}_{п})}{b^{П}}.$$

В результате выполненных исследований усовершенствована теория проектирования границ открытых горных работ. Новая методика отличается от известных учетом изменения граничного коэффициента вскрыши в зависимости от изменения цены концентрата на мировом рынке, а также определением влияния нормы прибыли на конечную глубину проектируемого карьера.

Определены значения граничного коэффициента вскрыши для карьера Полтавского ГОКа, обеспечивающие конкурентоспособность товарной железорудной продукции на мировом рынке в зависимости от сложившейся цены на продукцию.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., І.В. ПУЛАВСЬКА, О.В. ДМІТРІЄВА, магістранти
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СТВОРЕННЯ ВЕРСТАТА ДЛЯ ЧИСТКИ СВЕРДЛОВИН

Стійкість стінок свердловини, пройденої верстатом шарошкового буріння, є невисокою, дрібні камінці осипаються, зменшуючи глибину свердловин, що є причиною завищень по підошві уступів, які ліквідуються дрібношпуровим методом. Це повторне буріння і підривання, значно здорожчує буро-вибухові роботи. Короткі свердловини не можуть бути розташовані за сіткою як основні (6×6 м; 7×7 м тощо), при підриванні виникає ситуація з появою такого явища, як «коротка стіна», яка дуже важко долається. Тому густо розташовані короткі свердловини зумовлюють дуже дороге повторне буріння і підривання.

Вимірюваннями встановлено меншу міцність гірської породи поблизу тектонічного порушення у порівнянні з її значенням на більш віддалених від нього ділянках, а при перетині свердловиною цього порушення формуються умови, що зумовлюють втрати свердловини, яка через деякий час після буріння виявляється засипаною дріб'язком на 40-60%.

Чистка свердловини звичайним шарошковим верстатом є неможливою - велика вірогідність заклинювання і втрати бурового інструменту, бо положення шарошкової свердловини у просторі не є строго вертикальним. Особливо це є актуальним для Першотравневого кар'єру ПівнГЗК, в кожному вибуховому блоці якого виявляються заваленими по 3-5 свердловин. Це є набагато гіршим, ніж завищення по підошві, бо відстань між активними зарядами ─ удвічі більша.

Досвід кар'єру ПівдГЗК свідчить, що під час термо-шарошкового буріння з розширенням нижньої частини свердловини під котел термічним способом, практично відсутні втрати свердловин, бо термічна дія оплавляє стінки котла, формуючи своєрідний «панцир». За межами котла ті ж самі гази створюють більший тиск, ніж водоповітряна суміш за умов звичайного шарошкового буріння, тому діють більш динамічно, прибираючи нестійкі камінці - осипи зі стінок свердловин відсутні.

Пропоноване технічне рішення. Необхідно створити верстат для чистки свердловин із залученням термічної дії на її стінки. Характерними особливостями верстата повинні бути наступні атрибути:

наявність термогорілки, пального і системи його подачі:

автономність, тому - дизельний двигун:

штанга - сформована з дуже коротких сталевих труб, з'єднаних між собою шаровими шарнірами, щоб вона могла увійти у будь яку свердловину, положення якої відрізняється від вертикального (практично вони є всі такими);

мачта - відсутня, бо гнучка штанга розташовується на барабані, що зміщує центр ваги верстата вниз, збільшуючи його стійкість і маневрову незалежність при перетинанні ЛЕП за межами блоку;

потужний компресор;

ходова частина, яка складається з трьох пневмоколіс, одне з яких - попереду.

Усе це обладнання, агрегати і деталі компонуються на відносно короткій базі, що забезпечує верстату високу маневреність на вибуховому блоці для уникнення ушкодження отворів пробурених здебільшого відносно щільно свердловин, а також - високу швидкість переміщення за межами блоку.

Наявність такого верстата дозволить усунути дрібно-шпурове буріння для ліквідації завищень по підошві уступів, зменшити втрати свердловин, значно здешевити буровибухові роботи у цілому.

Окрім наведеного варто також ураховувати те, що по глибині свердловини (зі збільшенням висоти уступу) радіус дроблення зазвичай зменшується. Пропонований верстат зможе усунути як воду в даному випадку циліндричної свердловини її незмінний діаметр, дещо збільшивши діаметр в нижній її частині для збільшення там маси вибухівки.

УДК 622.271.326.012.3

Е.К. БАБЕЦ, канд. техн. наук, проф., А.А. СОВА, канд. техн. наук,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ТЕХНОГЕННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Проблемы открытой разработки крутопадающих месторождений в условиях техногенного воздействия подземных горных работ показаны в работах многих авторов: А.И. Арсентьева, Л.И. Барона, Б.И. Богослова, Л.И. Бушуева, В.В. Куликова, А.К. Полищука, М.Н. Пронина, А.Г. Шапаря, Э.И. Шкуты, Б.П. Юматова и других, которые утверждают, что главной составляющей этой проблемы является обеспечение безопасности отработки карьером массива горных пород в условиях техногенного воздействия подземных горных работ. В работах А.К. Полищука, Б.П. Юматова, В.А. Хакулова, Л.И. Бушуева, С.А. Шатурина Б.П. Боголюбова освещены вопросы определения экономической целесообразности, рациональных и безопасных методов открытой разработки верхней части Никитовского, Хайдарканского, Норильского и Тырныаузского месторождений в условиях техногенного воздействия подземных горных работ. Предложен комплекс мероприятий, обеспечивающий безопасную работу людей и оборудования в зонах обрушения и над незаложенными подземными камерами.

В.В. Куликов теоретически обосновал для условий Кривбасса техническую возможность совмещения открытых и подземных работ на одном шахтном поле. Предложена методика определения параметров воронок обрушения. В работах Можжерина и др. рекомендуется бурение опережающих разведочных скважин в каждом взрывном блоке через 30 м по фронту горных работ. При этом буровые станки рекомендовано устанавливать на расстоянии, не более 10 м от крайних трещин массива.

В работах Арсентьева А.И., Полищука А.К., Захваткина Б.А., Филярчука С.Е., Шанина Н.К., Чучина Ю.А. анализируется опыт открытой разработки ряда месторождений полезных ископаемых в условиях техногенного воздействия подземных горных работ. Описаны технологические схемы и применяемое горно-транспортное оборудование. Предложен ряд мероприятий, обеспечивающих повышение уровня безопасности производства открытых горных работ в условиях неустойчивого или обрушенного массива горных пород.

Как показал обзор исследований проблемы открытой разработки крутопадающих месторождений, в условиях техногенного воздействия подземных горных работ обеспечение безопасности открытой разработки осуществляется следующими методами:

1. Предварительной закладкой пустот и подземных выработок скальными вскрышными породами.

2. Погашение пустот и подземных выработок буровзрывным способом.

3. Опережающим бурением разведочных скважин, обеспечивающих не только обнаружение пустот и подземных выработок, но и при установке в этих скважинах специальных датчиков, выявление процессов, происходящих в неустойчивых массивах, которые предшествуют сдвижению горных пород.

Анализ рассмотренных выше работ показал, что им присущ один и тот же недостаток – для открытой разработки крутопадающих месторождений применяется набор традиционных технологических схем, предназначенных для разработки устойчивых массивов горных пород. Причем, эти технологические схемы даже частично не были модифицированы и адаптированы для работы в столь специфичных условиях. Открытая разработка неустойчивых массивов горных пород горизонтальными слоями обусловливает проведение большого объема опережающего бурения разведочных скважин для обнаружения пустот и подземных выработок, что приводит к существенному удорожанию горных работ.

Проведенные предварительные исследования показали, что результативное решение указанных выше проблем возможно при принятии нестандартного технологического решения – формировать рабочую зону карьера наклонными выемочными слоями, угол наклона которых равен руководящему углу наклона транспортных коммуникаций, а их высота определяется параметрами экскаваторного оборудования.

УДК 621.315.052.7

Г.В. КОНСТАНТІНОВ, канд. техн. наук, доц., А.У. ЗАЙЦЕВ, инженер
ДВНЗ "Криворізький національний університет"
С.І. ЛЯШ, НДГРІ ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ФАКТОРИ ЯКІ ВПЛИВАЮТЬ НА ЕНЕРГОЕФЕКТИВНІСТЬ ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО ОБЛАДНАННЯ

Актуальною проблемою для вітчизняних підприємств гірничо-металургійної галузі промисловості є підвищення конкурентоспроможності виробництва за рахунок зменшення собівартості продукції, оптимізації енерговитрат, поліпшення якості продукції тощо.

Зростаючий попит на енергію, нестабільність тарифів та надто низька результативність використання енергетичних ресурсів визначили необхідність підвищення ефективності енергоспоживання та реалізації політики енергозбереження. Одним з перспективних шляхів вирішення цієї проблеми є оптимальне керування збагачувальним обладнанням в умовах обмеження споживання електроенергії.

Практика показує, що без освоєння нових технологій, сучасного високопродуктивного устаткування, без регулярної модернізації виробництва підприємствам неможливо забезпечити високий організаційно-технічний рівень виробництва.

Таким чином, для вирішення задачі економії та підвищення ефективності використання електроенергії РЗФ необхідно детально вивчити закономірності витрат електроенергії окремої технологічної секції в цілому й окремих машин та агрегатів, що входять в секцію. Мета вивчення — виявити вплив факторів, що характеризують ту чи іншу технологічну операцію процесу збагачення руд, на рівень та динаміку загальних і питомих витрат електроенергії механізмами, а також визначення оптимальних або раціональних значень цих факторів.

Найбільш енергоємною технологічною операцією в процесі збагачення руд є подрібнення. Частка енерговитрат складає 50-60% та являється визначною в загальній витраті електроенергії секцією збагачення руди. За даними досліджень, ця величина може мати також і більш високе значення. Так в електроенергетичному балансі технологічного процесу збагачення залізної руди енергоємність операції подрібнення склала приблизно 78%. Тому при аналізі споживання електроенергії з метою підвищення ефективності її використання окремими секціями збагачення руди та РЗФ в цілому в першу чергу необхідно приділити особливу увагу операції подрібнення, виявити та проаналізувати взаємозв’язок між енергетикою та технологією даного процесу в конкретних виробничих умовах РЗФ.

При розгляді енергоефективності слід зазначити декілька основних факторів впливу, а саме:

завантаження млина матеріалом;

завантаження кулями;

швидкість обертання барабану.

Система управління об'єктом автоматичного регулювання типу «млин» може бути описана інерційною ланкою першого порядку з урахуванням транспортного запізнення, або інерційною ланкою другого порядку також з урахуванням транспортного запізнення. Отже, динамічні властивості млинів по каналах «Продуктивність живильника - продуктивність об'єкта», «крупність вихідного матеріалу - продуктивність об'єкта »,« міцність матеріалу, що подрібнюється - споживана двигунами агрегату потужність », може бути представлена у вигляді передавальної функції

$$W = \frac{ke^{-\tau p}}{T\rho + 1},$$

де k - коефіцієнт підсилення; τ - час запізнення; T - постійна часу об’єкту.

На підставі вище наведеного постає необхідність побудови математичних моделей роботи збагачувального обладнання на прикладі кульового млина з урахуванням визначення методів впливу на основні параметри відхилення, та доцільності застосування їх на практиці.

UDC 378.1:622

Dr. Michel DUCHENE, Jelena COLSON, CGES, Ecole des Mines de Paris, France
Dr. Peter MOSER, Montanuniversitat Leoben, Austria
Dr. Serge ZHUKOV, National University of Kryvyi Rig, Ukraine

CONTINUOUS EDUCATION: THE WORLD IS CHANGING

In the last 50 years, a turbulent change of mining technology affected both the open pit and underground operations. The most important of all is probably the introduction of trackless equipment in the beginning of the sixties which led to a complete change of the layout of mining operations in terms of long term development design. Twenty years ago, the introduction of Personal Computers in the industry marked another important step in the change of the technological environment the mining industry is working in. The availability of cheap, powerful computers opened the door for modern information management in mining, bringing together information about the deposit, the production process and the market. Ten years ago, another revolution happened in the world – not in terms of technological development, but in terms of political development: the break up of the former Soviet Union resulted in a new economical environment for the mining industry in the former planned-economy countries. Apart from the dramatic changes in the available mining technology and the world economy and policies, a steady change of the quality requirements for the mining products can also be noticed. This results from the fact that due to the technical, economical and environmental changes in the whole society, the need for certain types of mining products and their quality also evolves.

Twenty years ago, the prime objective of education at mining universities in Europe was to teach how to extract the raw minerals in a most efficient way, assuming that there was always somebody to buy the minerals produced. This is still true for the gold mine industry and for a part of the base metal industry. But for the rest of the mining industry, and it can be assumed with good reason, that for the majority of operations extracting raw minerals, it is of overriding importance to produce raw minerals at a quality which could be sold at a good price. Another rapidly changing circumstance, especially for the mining industry, is that the environmental requirements in terms of limitation of emission are getting constantly tougher and tougher. Thirty years ago it was possible to plan mining development on a national basis, but today such an approach is unacceptable due to globalization of mining activity, through market prices, supplies of equipment, and world trade.

Contrary to this ever-speeding up change of the circumstances for the all industries, the mining industry is faced with long-term projects, for which decisions that influence the economy of mining projects have to be taken over two decades or even longer (mine access design, main haulage systems, etc.). A second, "long term" production factor in the mining industry (and of course also in the other industries) are human resources, i.e., people working in this sector. The planning of a long-term mining project spams over twenty years, whereas most people work in mines up to 40 years.

In order to cope with the steady change of the economical environment of mining operations, it is necessary to continuously change the whole operation. This is particularly true for operations in those parts of the world which in the last decade have been affected greatly by the political and technological changes. It is of prime importance as the basis for successful operations, not only to modernize operations in terms of the applied technology, but also to offer the working people on all levels of qualification an appropriate continuing education, which will enable them to cope with the working conditions and to use news technologies to their advantage.

For example, – for a given product – iron ore for instance – the situation in the open market is as follows: On one hand, most new projects are based on better deposits at low costs, which leads to decrease in price of sales. On the other hand, deposit which has been mined during few tens of years has already given its best, and the remaining resources necessitate, in order to become reserves, lower production costs. The only way to reduce the operating costs when the wages are constantly rising and the modem equipment's are more and more expensive, is a dramatic increase in productivity of both equipment (tomes per day) and manpower (tomes per manshift).

In order to achieve this, it has been necessary to improve the efficiency of manpower (managers, engineers and workers) in order to make them able to get the most from the existing equipement, and then to get access to news equipments. Without continuous education for all the employees, no new equipment can increase the productivity enough to make a mine profitable.

УДК 622.2-047.44: 622.271.33

И.В. ОХРИМЕНКО, магистрант; С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ

Развитие теории и формирование методологии определения производительности карьеров по руде тесно связано с развитием техники и совершенствованием технологии открытого способа разработки месторождений. С начала 1930-х до середины 1950-х годов становление методологии определения производительности карьеров базировались главным образом на теоретической основе трудов Б.И. Бокия, П.З. Звягина, Л.Д. Шевякова, и М.И. Агошкова. Производительность карьеров в этот период исследуется И.А. Кузнецовым, Е.П. Звягинцевым, и П.И. Городецким. И.А. Кузнецов в 1932 г. предложил рассматривать производительность карьера в трех аспектах: а) заданную с учетом потребителя; б) возможную по горнотехническим условиям; в) целесообразную по экономическим факторам.

Большое внимание совершенствованию имеющихся и разработке новых методов уделял А.И. Арсентьев. В результате анализа извлеченных геологических запасов на ряде карьеров А.И. Арсентьев и Л.В. Левин пришли к выводу, что при установлении производительности необходимо учитывать достоверность запасов. Наиболее существенным вкладом А.И. Арсентьева в теорию является разработанный им графоаналитический метод определения производительности карьера по полезному ископаемому по горнотехническим факторам, применяемый для рудных залежей любой формы.

В.В. Ржевским предложен графоаналитический способ определения производительности карьера. Все месторождение делится на блоки с приблизительно одинаковой формой залежи полезного ископаемого.

Е.И. Васильев на основании исследований возможного темпа углубления и подвигания фронта горных работ, пропускной способности капитальных траншей, срока службы карьера, спроса потребителей и себестоимости добычи приходит к выводу, что с ростом масштабов горных работ удельные затраты на их производство снижаются. Это приводит автора к выводу, что возможная производительность карьера по горнотехническим факторам является рациональной.

По Н.Т. Капустину под рациональной производственной мощностью карьера следует понимать мощность, при которой достигается минимальная себестоимость добычи, полное использование горной и транспортной техники, максимальная эффективность капиталовложений и экономичность открытой добычи в сравнении с подземной.

Н.П Чайко и Ф.Г. Дороненко предлагают следующую последовательность установления производительности карьера: 1) по горнотехническим факторам; 2) по экономическим условиям; 3) по экономическому обоснования оптимального варианта годовой производительности. Производительность по горнотехническим факторам авторы предлагают определять из условия размещения экскаваторов на площади рудного тела в контуре карьера. Оптимальный вариант производительности карьера определяется путем сравнения возможных вариантов по горнотехническим факторам по следующим показателям: себестоимости продукции, рентабельности разработки месторождения, удельным и объемным капитальным вложениям и их эффективности.

Существующие методы определения производительности карьера разрабатывались ещё при плановой экономике, когда уровень производства определялся потребностью региона. В настоящие время, из-за не стабильной экономической и политической ситуации в нашем государстве, потребление железорудного сырья на внутреннем рынке снизилось и основным потребителем железорудного сырья стал внешний рынок.

Таким образом, при рыночной экономике производительность карьеров и горно-обогатительных комбинатов в основном определяется потребностью рынка и ценами на железорудное сырье. Однако существующие методики планирования горных работ не предусматривают изменения производительности карьера по руде в течение длительных периодов разработки месторождения.

УДК 622.1: 528

А.Ю. БАРАНОВСЬКИЙ, аспірант; Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

ОСОБЛИВОСТІ ВПЛИВУ ТРІЩИНУВАТОСТІ НА ТЕХНОЛОГІЮ ВИДОБУВАННЯ ГРАНІТУ

Важливою ознакою гранітних родовищ є наявність в них системи тріщин, кількість, характер і розташування яких відіграють вирішальну роль в оцінці якості родовища й установлення його придатності для видобутку блоків, або для виробництва буто-щебеневої сировини.

Для блочних родовищ граніту наявність систем тріщин, котрі перетинаються під прямими кутами і з великими інтервалами між ними, створює сприятливі умови для отримання блоків близької до паралелепіпеда форми. Значна тріщинуватість або хаотичне розташування тріщин і перетинання їх під гострими кутами викликає виймання блоків у формі моноклінної призми, що вимагають додаткового пасирування блоку для надання йому форми паралелепіпеда.

Розділення кар'єрних полів на зони, які об'єднані за показниками тріщинуватості, форми природної окремості й виходу блоків, дозволяє для кожної виділеної ділянки визначити параметри елементів системи розробки, експлуатаційні властивості, стадійність видобування та комплекси обладнання, які забезпечують для кожної зони виймання блоків природного каменю з мінімальними втратами сировини і собівартістю продукції [1].

Видобування гранітних блоків відкритим способом здійснюють за трьома схемами: одно-, двох- і трьохстадійно. Вибір схеми залежить від розмірів природних блоків, які визначаються показниками тріщинуватості.

Розмір зон тріщиноутворення твердих гірських порід, які утворюються в результаті застосування тих або інших способів відділення гранітних блоків від масиву, знаходяться в прямій залежності від їхніх характеристик міцності. Так в роботі [2], було виявлено, що блоки, які були видобуті з використанням алмазно-канатної пили, мають на 30-40% менші тріщиноутворення порівняно із застосуванням вибухової технології.

На родовищах буто-щебеневої сировини тріщинуватість впливає на пружність і стійкість гірських порід, характер прояву деформацій та їх величину, водоносність, водопроникність і газопроникність, глибину проникнення агентів вивітрювання та інтенсивність розвитку процесів вивітрювання, температурний режим порід, швидкість поширення сейсмічних хвиль та сейсмостійкість порід, міцність, складність розробки та будівельну категорію порід.

Природна тріщинуватість гірської породи в процесі експлуатації родовища доповнюється штучною, яка залежить від методів ведення БВР. При збільшенні величини та діаметру заряда тріщинуватість масиву та ступінь розкриття тріщин збільшуються.

Усі тріщини справляють вплив на процес та якість проведення БВР. Це викликано тим, що вони розділяють суцільність масиву на окремі частини, та можуть містити в собі воду або залишки вивітрювання гірських порід, а також впливають на швидкість поширення ударних хвиль під час вибуху. В роботі [3] встановлено, що частина енергії, яка переноситься хвилею, зустрівши тріщини, витрачається на переподрібнення середовища на їх границях, а друга частина - проходить у напрямку вільної поверхні. Руйнування, що розповсюджується від заряду, зазвичай не можуть проникнути за межі тріщин, і тому створюються дуже несприятливі умови для подрібнення іншої частини масиву. Це, в свою чергу, призводить до утворення в одній частині масиву великої кількості негабаритних шматків, а в іншому — переподрібнення гірської породи.

Список літератури

1. **Першин Г. Д**. Современные технологии добычи блочного гранита / Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований / **Г. Д. Першин, М. С. Уляков, С. А. Голяк**. – Москва, 2014. – С. 167.
2. **Зуевская Н. В**. Вплив технології видобування природного каменю на його характеристики міцності/ Проблеми гірського тиску / Н. В. Зуевская. – Донецьк: ДонНТУ, 2012. – С. 3–9.
3. **Клеван О.М**. Маркшейдерські способи вивчення тріщинуватості масиву з метою вдосконалення паспорта буро-вибухових. /Вісник ЖДТУ/ – Житомир, 2010. – (Технічні науки; № 4). – С. 113.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., Є.С. ТИЩЕНКО, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗДОЛАННЯ ОПОРУ ПО ПІДОШВІ ПЕРЕД ПЕРШИМ РЯДОМ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ УСТУПІВ ВИСОТОЮ 20 м

У результаті незадовільної проробки підошви уступів висотою H_y=15м з'являється завищення, яке, якщо - неприбране, формує горизонтом нижче уступ збільшеної висоти: спочатку до 17 м, а потім - до H_y = 20 м.

Якщо за умови H_y =15 м опір по підошві перед першим рядом свердловин складає W_1 = 9 м, то для H_y =20 м, W_1=12 м. Відстань у першому ряду між свердловинами не можна брати меншою, ніж a=4 м, (вибух працює у напрямку найменшого опору). Об'єм порід на свердловину складе: $V= H_y \cdot W_1 \cdot a$=20·12·4=960 м^3.

За умов міцності порід f≥12 питома витрата емульсійної ВР складає q≥1,05 кг/м^3, а маса заряду на свердловину - Q≥1080кг. Розліт кусків під час вибуху перевершує 700 м, що за правилами безпеки є недопустимим.

У таких випадках застосовують два технологічних прийоми із застосування наближених парно свердловин. Варіант цього технічного рішення, коли дві свердловини шикуються на відстані 2-2,5 м одна від одної уздовж верхньої бровки уступу, передбачає, що вони працюють як один заряд із масою, еквівалентною двом зарядам. Очевидно, що дальність розльоту кусків - не зменшиться.

Цей метод є ефективним для збільшеного опору, але для меншої висоти уступу. Інший варіант, запропонований проф. В.В. Перегудовим, передбачає розташування зарядів на відстані 2-2,5 м, уздовж лінії, перпендикулярної верхній бровці уступу (виробничники називають – «вінчестером»). При цьому першим спрацьовує заряд, ближній до укосу уступу, а другий заряд - через петлю ДШ, тобто через 1 мс. У цьому випадку, враховуючи наявність дальньої свердловини, опір збільшується до 14,5 м, а об'єм на дві свердловини - 1560 м^3, маса заряду - 1640 кг, тобто по 820 кг на кожну свердловину.

Оскільки сповільнення послідовного підривання свердловинних зарядів — невелике, то вибухові хвилі від двох зарядів посуваються єдиним цугом, бо голова другої хвилі частково з'єднується з хвостовою частиною хвилі від першого заряду. Без сумніву, пробивна дія зі здолання опору такого «цугу» збільшується, але одночасно збільшується і розліт кусків. Це буде дуже добре, але — для уступів меншої висоти.

Нами пропонується збільшити в останньому випадку відстань між зарядами до 3,5 м, а також змінити порядок підривання зарядів: в першу чергу - дальній заряд, а через 42 мс - ближній, а також зменшити питому витрату ВР до 0,95 кг/м^3.

У пропонованому випадку хвилі діють відокремлено. При цьому, якщо від дальнього заряду до укосу порід відстань буде 15,5 м, цю відстань хвиля здолає, навіть усім своїм тілом, за 4-6 мс. Вона, долаючи великий опір, відпрацює з великим ККД, в значній мірі долаючи інерцію масиву. Ближній заряд працюватиме в режимі додавання, він наноситиме другий удар у дещо полегшених умовах. Експерименти, проведені у двох кар'єрах, довели, що такий підхід дозволяє долати збільшені значення ЛОПП. Збільшена відстань між зарядами діє як елемент незалежності свердловин, тому полегшує виконання бурових робіт, з однієї сторони; з другої ж - виключає можливість знищення газових пухирців у емульсійній ВР, розташованій у свердловині, що підривається у другу чергу; з третьої - відокремленість, за умов зменшення питомої витрати ВР, з розльотом уламків все також влаштовує, бо ми збільшили загальний об'єм гірських порід на пару зарядів, при цьому зменшуючи заряди ВР. Опір долається подвійним ударом і збільшенням ККД вибуху. Відстань між сусідніми парами зарядів на уступі гірських порід визначається з урахуванням питомої витрати ВР на подрібнення порід.

Щоб формалізувати таке технічне рішення з усіма його параметрами, нами у паспорті передбачається окремий рядок, який зветься: «додатковий ряд».

УДК 622.235

А.В. ХЛАНОВСЬКИЙ, студент, О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф.,
ДВНЗ «Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

АНАЛІЗ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ЩОДО ВПЛИВУ ДІАМЕТРА ЗАРЯДУ НА ЯКІСТЬ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ ВИБУХУ

Для вирішення завдання по збільшенню інтенсивності дроблення гірських порід вибухом, поряд з обґрунтуванням інших параметрів, важливо надати оцінку впливу діаметра заряду на інтенсивність і рівномірність дроблення гірських порід вибухом. На сучасних кар'єрах застосовують свердловини діаметром від 100 до 300 мм. До теперішнього часу немає усталеної думки про раціональний діаметр свердловин. Деякі науковці вважають, що для отримання заданого ступеня дроблення міцних порід найбільш економічним є підривання свердловин малого діаметру. До таких висновків приходять на підставі експериментів, що проводили в напівпромислових і промислових умовах при підриванні поодиноких зарядів або при однорядному розташуванні свердловин на уступі. Однак, в результаті застосування однорядного і багаторядного короткосповільненого підривання і підривання в затиснутому середовищі на підприємствах залізорудної та інших галузей промисловості доведено, що при певних умовах збільшення діаметра заряду подовжує час дії вибуху на середовище і покращує дроблення гірських порід.

При виборі діаметра заряду слід зважати на важливість цього питання, оскільки при цьому одночасно визначається спосіб буріння і тип бурового верстата. Як правило, питомі витрати на буріння із збільшенням діаметру зменшуються. Тому деяка економія на вторинному дробленні і екскавації, яку можна отримати від підривання свердловин меншого діаметру, зазвичай перекривається здорожчанням бурових робіт. Основною причиною малого розповсюдження свердловин зменшеного діаметру на залізорудних кар'єрах є висока вартість буріння: практично змінна лінійна продуктивність бурових верстатів різного діаметру (105-250 мм) приблизно однакова.

У роботах проф. Кутузова Б. Н. завдання вибору діаметра свердловинного заряду поділено на дві частини. Перша частина – це в якій мірі та за яких рівних умов діаметр заряду впливає на якість проведення вибухових робіт (ступінь дроблення), друга частина – яким чином необхідно обрати бурове устаткування з тим, щоб при мінімальному відхиленні від технічно необхідного діаметра свердловинного заряду забезпечити мінімальну вартість і максимальну продуктивність буріння.

Для кращого подрібнення скельних порід вчені рекомендують рівномірно розподілити вибухову речовину (ВР) у масиві. Рівномірність розподілу ВР в масиві порід можна регулювати зміною діаметра зарядів. Зі зменшенням діаметра зарядів рівномірність розподілу ВР в масиві підвищується. Заряди зменшеного діаметра,забезпечують більший відносний радіус дроблення і дозволяють проводити вибухові роботи при сітці їхнього розташування сумірною з розмірами природних окремостей порід у масиві. Це в деякій мірі послаблює вплив тріщинуватості на розподіл енергії вибуху і дозволяє покращувати якісні його показники. Застосування зарядів зменшеного діаметра є досить ефективним і відповідає вимогам забезпечення високого ступеня дроблення порід вибухом. Оцінюючи якість дроблення порід по виходу негабариту можна відзначити , що дроблення тріщинуватих порід регулюється при діаметрах зарядів ВР до 220 мм. При інших діаметрах зарядів ВР – ступінь дроблення порід практично повністю залежить від тріщинуватості масиву, що підривається, тобто у кожному конкретному випадку при виборі діаметра свердловини необхідно брати до уваги структурні особливості підривання масиву і розміри допустимих шматків підірваної породи.

Проаналізувавши джерела та роботи науковців можна дійти висновку, що питання вибору діаметра свердловинного заряду ВР досліджено не повною мірою, оскільки існують різні підходи до цього питання і, відповідно, отримуються різні результати. Тому, необхідно продовжити дослідження для розробки ефективної методики вибору раціонального діаметра свердловинного заряду та дослідити його вплив на якість підготовки гірничої маси вибухом з урахуванням сучасних досягнень в сфері гірництва.

УДК 625.711.1: 622.012.3

В.И. ПАХОМОВ, канд. техн. наук, доц., В.С. ГИРИН, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АКТУАЛИЗАЦИЯ ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ АВТОТРАНСПОРТА СООТВЕТСТВЕННО ИЗМЕНЯЮЩЕЙСЯ ГЛУБИНЕ КАРЬЕРА

В прошедшие годы авторами было установлено, что среднегодовое углубление криворожских карьеров составляет 8-12,6 м. При этом производительность автосамосвалов снижается на 10÷18% на 100 м углубки. Выявлена была зависимость коэффициента использования календарного фонда времени автосамосвалов от глубины карьера.

Усложнение горнотехнических условий эксплуатации является объективной причиной, вызывающей изменения технологии перевозки горной массы, поэтому авторы продолжили исследование проблемы обоснования рациональных дорожных и организационных условий эксплуатации автотранспорта в соответствии с изменяющейся глубиной карьера, в результате чего более точно установлено влияние наиболее значимых факторов на производительность автосамосвалов при отработке глубоких горизонтов карьера: режима движения, характеризуемого технической скоростью автомобиля, удельный вес влияния которого составляет 54%; сменного и годового режимов эксплуатации, характеризуемых коэффициентом использования календарного фонда времени, удельный вес влияния которого составляет 30%; зависимости от глубины карьера высоты подъема горной массы, расстояния перевозок, доли наклонных участков дорог и среднего уклона продольного профиля, которые оказывают наибольшее влияние на техническую скорость автомобиля, а также общая связь этих факторов с последней.

Конкретизировано количественно с использованием усовершенствованной аналитико-имитационной модели влияние факторов продольного профиля автодорог на скорость и производительность автомобилей-самосвалов. Подтверждено, что вогнутый продольный профиль автодорог обеспечивает скорость движения груженого автосамосвала на 3-9% выше, чем выпуклый, что позволяет повысить до 2,5-7,0% сменную производительность автотранспортных средств. Усовершенствована методика определения рациональных технологических параметров автомобильных дорог, характеризуемых относительной длиной наклонных участков, уклоном продольного профиля и их чередованием.

Как было установлено в предыдущих исследованиях, обеспечение рационального сменного режима эксплуатации автосамосвалов требует организационных условий, при которых сокращаются до минимума потери рабочего времени на выполнение вспомогательных операций, некоторой части работ технического обслуживания, ремонта и пересмены водителей, достигается созданием на нижних горизонтах карьера специального внутрикарьерного пункта. Контрольное моделирование эксплуатации автотранспорта как системы массового обслуживания и оптимизации многопараметрических систем методом наискорейшего спуска показывает, что при наличии такого внутрикарьерного пункта суммарные удельные приведенные затраты на одно обслуживание снижаются на 4,7%. Переработаны типовые схемы и планировки, а также конструкции таких пунктов. Разработаны рекомендации по организации их строительства и эксплуатации.

Решение оптимизационной задачи более наглядно раскрыло причинно-следственные связи, выявленные при реализации в свое время разработанного варианта организации эксплуатации автотранспорта в условиях СевГОКа, и объяснило, что и как позволило уменьшить в 1,2 раза общее число постов ТО и ТР и увеличить коэффициент использования календарного фонда времени на 14-17 %, а в итоге – повысить на 13-15% годовую производительность автотранспорта и снизить себестоимость 1 ткм на 10-12 %.

Также разработаны новые рекомендации по организации строительства карьерных автомобильных дорог с вогнутым продольным профилем, с учетом и исключением недостатков, выявленных в предыдущих, по которым была спроектирована и создана в Первомайском карьере автодорога с вогнутым продольным профилем, использование которой, даже несмотря на тогдашнее несовершенство, позволило повысить производительность горнотранспортного оборудования на 2,5-7,0% и уменьшить суммарные затраты на строительство дороги и эксплуатацию автотранспортных средств.

УДК 622.271

Д.В. ШПАК, магистрант; И.А. ПАШКОВА, ассистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЗАДАЧИ ПОПУТНОЙ ДОБЫЧИ ГРАНАТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Некоторые железорудные месторождения Кривбасса сопряжены с залежями, содержащими значительные запасы такого ценного сырья, как гранат. Это сырье – непригодно для ювелирной промышленности и главным образом рассматривается как абразивный материал, но ценность его все равно остается очень высокой.

Анализ публикаций и данных практики показывает, что в настоящее время не существует не только единого завершенного комплекса научно-практических разработок, который бы позволил осуществлять эффективную добычу рассматриваемого ископаемого или иных с отмеченными геологическими особенностями как попутного сырья, но даже научно обоснованных концепций решения данной проблемы, которая главным образом заключается в том, что продуктивные толщи гранатсодержащих пород большей частью являются подстилающими – либо частично, либо полностью – относительно железорудных, располагаясь преимущественно за пределами проектных контуров карьеров.

В связи с этим потенциально возможная добыча подобного попутного сырья может быть достигнута только с выполнением исследований по принципиально новой структурной схеме, включающей весь комплекс работ: от разработки новых методов изучения особенностей объектов разработки, проектирования освоения последних — до получения готовой продукции, с разработкой теоретических основ обоснования параметров технологии попутной добычи подобным образом локализованного относительно ценного сырья в карьерных полях действующих рудников и практических рекомендаций по ее осуществлению.

В целом решение проблемы не сводится только к разработке комплекса научно обоснованных методов локализации и оценки массивов вмещающх пород, пригодных для получения из них гранатсодержащего сырья, теоретически обоснованных технических решений, но требует также и адекватных организационных мероприятий, обеспечивающих эффективность попутной добычи столь специфического рассматриваемого сырья в рудном карьере, оптимизацию горных работ в нем при совмещении во времени и пространстве технологий по добыче основного и попутного полезных ископаемых.

Для этого необходимо установить влияние параметров и структур продуктивных массивов пород взаимное и на параметры совмещаемых технологий добычи разнотипного сырья, а также закономерности взаимного влияния совмещенных технологий и разработать на основе этого методы решения прикладных задач, обеспечивающие эффективную добычу гранатсодержащего сырья, как попутного.

Задачи исследований, в свою очередь, сводятся к установлению основных закономерностей, отражающих влияние: минералого-петрографических характеристик вмещающих пород рудных карьеров на степень соответствия последних определению “гранатсодержащее сырье”; вещественного состава, свойств и локализации залежей на пригодность их для получения потенциального гранатсодержащего сырья и качество последнего; характеристик массива пород на эффективность различных технологических решений и возможности применения различных типов оборудования; параметров буровзрывной отбойки пород на выход кондиционного сырья; попутной технологии на основную; принимаемых технических и организационных решений на экономические показатели работы карьера. На основании результатов этих исследований предусмотрено разработать критерии и методы определения пригодности массивов для получения из них гранатсодержащего сырья, методы обоснования выбора и параметров попутной технологии, а также оптимального развития горных работ.

Поставленная в исследовании цель и решаемая научно-техническая проблема определили применение комплексного метода, включающего анализ и научные обобщения практического опыта работы карьеров нерудной промышленности, горно-обогатительных комбинатов, в том числе и с позиций сложившейся инфраструктуры, аналитические исследования геологических структур, методы геометрической акустики, экономико-математическое моделирование, технико-экономический и эколого-экономический анализ, аппарат системных решений, методы математической статистики, лабораторные и промышленные эксперименты.

УДК (621.87-047.37):622.271.33

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

АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ В ОБЛАСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЛИЯНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭСКАВАТОРОВ

Современное положение горных работ на многих карьерах Кривбасса характеризуется тем, что их глубина достигает отметок 350-400 м. С увеличением глубины карьеров увеличивается количество рабочих уступов и фронт горных работ, повышается концентрация горно-транспортного оборудования на отдельных участках карьера. При этом сокращается ширина рабочих площадок и соответственно уменьшается размер готовых к выемке запасов руды. Вследствие этого увеличивается количество перегонов экскаваторов с уступа на уступ, тем самым увеличивая время непроизводительной работы, что влечет за собой снижение коэффициента использования оборудования во времени и как результат значительное снижение производительности экскаваторов. Все это вынуждает искать варианты решений для оптимальной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Исследования показали, что к снижению коэффициента использования экскаваторов во время смены приводит увеличение глубины карьера, так как возрастает количество добычных уступов и степень концентрации в рабочей зоне. В условиях интенсификации производства с увеличением числа экскаваторов на уступе увеличивается их суммарная производительность, однако, при этом негативным фактором является снижение их единичной производительности за счет снижения коэффициента использования по причине сложности транспортных коммуникаций.

Для решения проблем, обусловленных концентрацией экскаваторов на рабочем участке, проводились исследования выбора оптимальной длины протяженности фронта работ. В результате аналитических и экспериментальных исследований была установлена оптимальная длина фронта работ, которую можно рекомендовать для получения наиболее высоких показателей производительности.

В других исследованиях рассматривался уровень концентрации выемочно-погрузочного оборудования, принимаемый отношением количества экскаваторов на 1 км фронта работ. Наблюдения показали, что с увеличением концентрации оборудования имеет место рост, а затем постепенное снижение производительности экскаватора, приведённой на один самосвал. Результатом исследований служит область рационального распределения выемочно-погрузочного оборудования в рабочей зоне по показателю уровня концентрации.

Также значительная часть исследований была посвящена вопросу простоев выемочного оборудования и его непроизводственной работы, связанной с перегонами экскаватора с уступа на уступ для обеспечения соразмерного подвигания уступов.

В результате получена эмпирическая зависимость производительности экскаватора от длительности его перегонов.

Также изучено влияние на количество перегонов экскаваторов отношения их суммарного количество на всех уступах к количеству разрабатываемых уступов. При этом решением не может служить и применение экскаваторов с более вместительной емкостью ковша, аналитически установлено, что при увеличении емкости ковша имеет место тенденция к снижению удельной сменной производительности экскаватора, приведённой к единице объёма ковша. Результат сравнения полученных расчетным способом величин позволил выявить резервы повышения производительности рассматриваемого оборудования в условиях концентрации горных работ.

Проведенный анализ показал, что в сложившихся горнотехнических условиях по прежнему актуальным остается вопрос выбора рационального оборудования и его количества, которое обеспечит максимальный коэффициент использования экскаваторов во времени.

В связи с этим необходимыми являются дальнейшие исследования, направленные на установление влияния параметров рабочей зоны карьера на коэффициент использования экскаватора во времени.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., С.І. БАЛИК, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДУБЛЮВАННЯ ВИБУХОВИХ МЕРЕЖ

Дублювання вибухових мереж на блоках рудних кар'єрів є наслідком обмеженої надійності засобів ініціювання, що доволі часто призводить до відмов свердлових зарядів вибухових речовин (ВР). У свою чергу, неспрацьовані заряди є фактором зниження безпеки виконання гірничих робіт і можливим джерелом застосування ВР із зарядів, неспрацьованих у невиробничому призначенні.

Звернемось до «ІНСТРУКЦІЇ З ЕКСПЛУАТАЦІЇ» системи ініціювання НОНЕЛЬ, що видана у Буросі, 25. 02.1998 р. В ній, серед схем монтажу, чотири — присвячено дублюванню.

Почнемо зі схеми № 7, в якій застосовуються сповільнення 109 мс між рядами свердловин і 42 мс між свердловинами в рядах. Така технологія рекомендується для свердловин відносно великого діаметра (наприклад, як у нас в Кривбасі, – 254 мм), а тому - з великим опором дії вибуху. Свердловини з'єднуються, з утворенням дуже похилих ліній відбою відносно верхньої бровки уступу. В кожній свердловині є по два бойовики номіналом 500 мс: один - у верхній частині заряду, нижче його межі з набивкою, другий - у перебурі. До схеми 7 додається настанова про необхідність приєднання верхнього КД до з'єднувального блоку, що на поверхні уступу, який спрацьовує на 42 мс пізніше, ніж блок, який ініціює нижній КД. Це влаштовується для того, щоб уникнути верхнього ініціювання заряду ВР.

В наступній схемі - № 10 застосовано також два бойовики по 500 мс, які розташовані у заряді таким же чином. До схеми № 10 додається настанова, що вона може бути доброю мірою застереження, за умов великої заводненості свердловин, або ж в умовах небезпеки порушень колонки заряду. У схемі застосовано сповільнення 59 мс між рядами і 17 мс між свердловинами в ряду. При цьому, верхній КД приєднаний у схемі до поверхневого блоку наступної діагоналі, у порівнянні з нижнім КД, а тому спрацьовує на 17 мс пізніше за нижній КД, забезпечуючи першочергове підривання нижнього КД.

Наступною є схема № 11: в кожній зі свердловин є два КД з номіналом 500 мс: один із них - на 0,5 м вище рівня підошви уступу, другий -— на 0,5 м нижче цього рівня – у перебурі. Монтаж мережі забезпечує відбійку порід положистими рядами до верхньої бровки уступу (шведи це оцінюють як гарний ефект розрідженої сітки свердловин), при цьому забезпечується сповільнення 176 мс між рядами і 42 мс між свердловинами в ряду в одному напрямку, і 25 мс – у другому. Надійність схеми забезпечується за рахунок ініціювання кожної свердловини двома детонаторами, приєднаними до різних поверхневих блоків, за умов, що нижній КД спрацює першочергово.

У схемі № 12 підвищення надійності забезпечується дублюванням поверхневих мереж, а також застосуванням двох КД у свердловині по 500 мс на крайніх межах заряду. Сповільнення 25 мс між свердловинами в ряду і 25+67=92мс між рядами. Як і раніше, в першу чергу передбачено спрацювання КД, який встановлений у перебурі.

Наведений аналіз завершуємо висновком: дублювання є необхідним, бо забезпечує безпеку робіт, окрім того воно повинно забезпечити якість подрібнення, тому першочергове підривання бойовика - у перебурі, що є на 15 % ефективнішим, ніж верхнє. Останє наголошувалось для кожної з розглянутих схем монтажу саме тому, що нижнє ініціювання забезпечує повноцінну дію заряду на масив на 2-3мс довше, оскільки продукти детонації не покидають зарядної порожнини, доки детонаційна хвиля не пробіжить зарядом з низу до верхнього торця. За умов верхнього ініціювання - детонаційна хвиля ще не досягла перебуру, а продукти детонації уже летять в атмосферу через гирло свердловини.

У Кривбасі, останній настанові приділяють мало уваги, бо часто довжина хвилеводів у двох свердловинних КД дорівнює 8 і 12 м. За умов, що 1,5 м йде від устя свердловини для приєднання до поверхневої мережі, у першого з них у свердловині залишається 6,5 м. Це - недалеко від верхнього торця заряду, другий бойовик буде на 4 м нижче, йому до перебуру теж ще далеко. Тому варто враховувати досвід шведів.

УДК 622.1:528

Д.П. МОРГУН, магістрант, Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, канд. тех. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

УРАХУВАННЯ ПРОСТОРОВОЇ МІНЛИВОСТІ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ПОКЛАДІВ ГАБРОЇДНИХ ПОРІД ПРИ ПЛАНУВАННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Одним із найбільш важливих показників якості покладу декоративного каменю є тріщинуватість, яка визначає економічну ефективність та технологічні параметри системи розробки. Основою для дослідження тріщин були результати безпосереднього вимірювання елементів залягання тріщин родовища габро Рудня-Шляхова. В результаті були побудовані трьохвимірні моделі просторової мінливості кутів падіння та азимутів простягання (рис.1).

а *б*

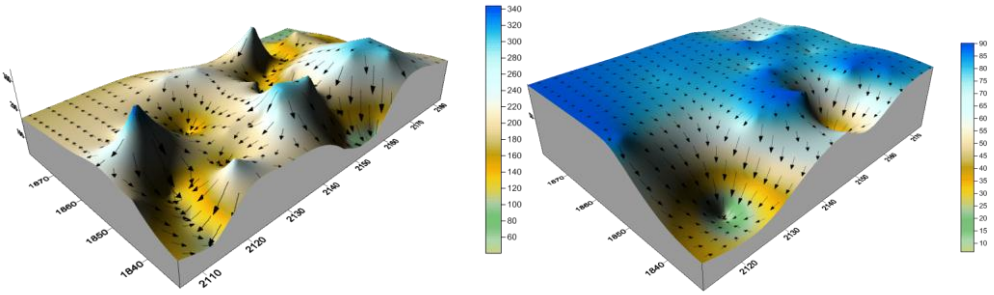


Рис.1. Оцінка просторової мінливості елементів залягання тріщин родовища габро Рудня-Шляхова: *а* – азимутів простягання тріщин, *б* – кутів падіння тріщин.

Аналіз одержаних результатів показав, що максимальні довжини є характерними для північно-східної частини кар'єру, горизонтальні тріщини найбільш поширені в південний частині, у більшості з них азимут простягання знаходиться в межах 120°-180°, причому, зменшення азимутів простягання відбувається в основному в західному і південно-західному напрямках.

Також було виконано оцінку просторової мінливості потужності дози випромінювання, яка показала відсутність значних коливань значень (рис.2).

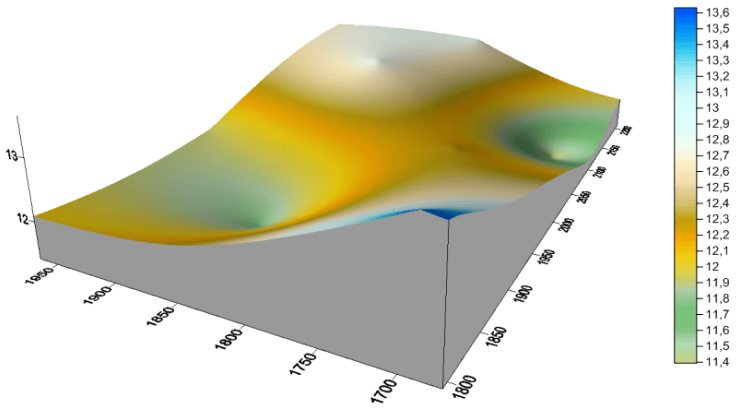


Рис. 2. Просторова мінливість потужності дози випромінювання, мкр/год

Виконані дослідження дозволять оптимізувати календарне планування видобувних робіт на підприємстві на основі врахування основних тенденцій розвитку тріщинуватості та радіоактивності, визначних геостатистичними методами.

УДК 622.271.32

Д.А. ШПАК, магистрант; С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ГРУППЫ КАРЬЕРОВ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ СПРОСА НА ЖЕЛЕЗОРУДНУЮ ПРОДУКЦИЮ

Производительность карьера по руде является одним из определяющих факторов при проектировании открытой разработки полезных ископаемых и характеризует интенсивность отработки месторождения, показывает количество добытого в единицу времени полезного ископаемого. Это — основной показатель работы горного предприятия, который зависит от горных, технических и экономических факторов. Поэтому ученые и проектировщики при любой технике и технологии горных работ уделяют постоянное внимание совершенствованию методов определения производительности карьера.

В настоящее время горнодобывающие предприятия работают с постоянной производственной мощностью, в то время, как на рынках минерального сырья наблюдается существенное колебание цен и спроса на их продукцию. Так, увеличение потребности в полезном ископаемом — приводит к увеличению объемов производства, при этом коэффициенты вскрыши не изменяются, снижение спроса — к уменьшению объемов добычи полезного ископаемого, простоям оборудования, зданий и сооружений, сокращению трудящихся, снижению коэффициента использования оборудования во времени. При этом для снижения себестоимости товарной продукции уменьшаются коэффициенты вскрыши. В этих условиях производительность горного предприятия должна корректироваться в соответствии с изменяющимися внешними условиями на протяжении всего срока его эксплуатации.

Производительностью необходимо управлять как на уровне отдельного карьера или группы карьеров комбината, так и на уровне группы предприятий одного владельца с целью получения максимума прибыли. Однако существующие методики планирования горных работ не предусматривают изменения производительности карьера по руде в течение длительных периодов разработки месторождения. Кроме того, отсутствуют механизмы по обоснованному выбору производственной мощности карьера и режима горных работ, с учетом их взаимосвязи, при изменении потребности в железорудном сырье.

Анализ проектних решений по развитию горных работ в карьерах Центрального ГОКа показывает, что за весь период их действия неоднократно менялась производственная мощность, определенная первоначальными проектами. Так, в карьере №1 по первоначальному проекту была установлена производительность по руде на уровне 9 млн.т/год, по проекту 1977 года она уже составляла 14 млн.т/год, а на данный момент производительность карьера составляет 6 млн.т/год. При этом фактические показатели, как производительности по руде, так и по вскрышным породам зачастую были значительно ниже проектных.

Основными причинами изменения этих главных параметров, определяющих экономическую эффективность открытой разработки месторождений являются: изменения потребности в железорудном сырье, изменение горно-геологических условий разработки, экономические кризисы и другие факторы, которые не исчезнут и потребуют изменения проектных решений. Эти изменения будут иметь большое значение не только для отдельно взятого карьера, но и для группы карьеров комбината.

Учитывая частоту и слабую предсказуемость причин, вызывающих необходимость изменения проектных решений, необходимо, чтобы методы определения производительности, как отдельно взятого карьера, так и группы карьеров горно-обогатительного комбината, были тесно связаны с решением комплекса задач, требующих системного подхода к созданию методик определения оптимальных параметров и показателей разработки, учитывающих специфику этих месторождений. Для этого необходимо иметь надежную методическую основу формирования рабочей зоны карьеров, которая бы позволила устанавливать развитие возможной производительности карьеров по полезному ископаемому и горной массе от начала и до конца отработки карьеров.

УДК 622.271

В.А. ШЕВЧЕНКО, студент, І.В. СТЕЦЬКІВ, магістрант, О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф.
ДВНЗ «Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

МОДЕЛЮВАННЯ ВПЛИВУ ВІДРОБКИ ПРИБОРТОВИХ ЗАПАСІВ ВУГІЛЛЯ НА СТІЙКІСТЬ БОРТІВ РОЗРІЗУ

За результатами аналізу родовищ, які відробляють відкритим способом, встановлено, що в бортах кар'єрів може залишатися 20-45% запасів вугілля. Досвід розробки таких родовищ показує, що тільки 18 % гірничих підприємств проводять видобуток прибортових запасів. Інші переводять ці запаси в забалансові та списують. Розробка прибортових запасів дозволить збільшити ступінь виймання корисних копалин та підвищити ефективність освоєння родовища.

Для відробки запасів в бортах кар'єру найбільш доцільним є застосування безлюдної технології виймання пластів з відкритих виробок, в основі якої закладено принципи руйнування корисних копалин агрегатами з буровим або ріжучим виконавчим органом (Highwall). Видобуток комплексами Highwall широко використовується в США, Австралії, Індонезії через їх безпечність і економічність цього способу видобутку.

Аналіз геологічних будов вугільних родовищ світу показує, що в переважній більшості покриваючи породи бурого вугілля представлені пісками, глинистими пісками або глинами, а самі родовища бурового вугілля сформувалися в низинах, впадинах, колишніх поймах річок. Кам'яне вугілля в основному залягає в товщі алевролітів і аргілітів, які в свою чергу розміщені зазвичай в мілкозернистих піщаниках.

Виконано моделювання відробки прибортових запасів кам'яного (родовище Okaba, Нігерія) і бурого вугілля (Семенівське родовище, Україна) системою Highwall зі шнековим виконавчим органом (кругла форма перерізу) та органом безперервної дії (прямокутна форма перерізу) і розраховані осідання поверхні бортів. Застосовано чисельне моделювання методом кінцевих елементів з використанням критерію міцності Мора-Кулона у системі PLAXIS.

За результатами моделювання виймання кам'яного вугілля в борту розрізу встановлено, що при розміщенні гірничих виробок круглої форми діаметром 1,0 в один ряд на відстані від 4,0 до 0,5 м одна від одної руйнування шнекових отворів не відбувається. При відстані між виробками 0,5 м вертикальне осідання поверхні ($17{,}08\cdot10^{-6}$ м) лише в 1,33 рази більше ніж при відстані 4,0 м ($12{,}86\cdot10^{-6}$ м), тобто деформації поверхні є незначними. Зміна осідань на поверхні борта кар'єру при відстані між виробками 0,5 м також не досягає критичної величини в $15\cdot10^{-3}$ м, при якій може виникнути підробка промислових споруд на поверхні. Таким чином, можна стверджувати, що при відстані між виробками 0,5 м, пройденими шнековими гірничими системами, забезпечується стійкість борта і порівняно з відстанню між виробками 4,0 м, кількість вийнятої корисної копалини збільшується в 3 рази [1].

Моделювання виймання кам'яного вугілля виробками прямокутного перерізу показує, що при будь-якій відстані між виробками вертикальне осідання поверхні не перевищує критичної межі, коли можлива підробка споруд ($15\cdot10^{-3}$ м). Однак, порівняно із шнековим вийманням вугільних пластів, вертикальне осідання поверхні збільшується в 8-9 разів при відстані між виробками 0,5 м ($139\cdot10^{-6}$ м) та в 4-5 разів – при відстані 4,0 м ($50{,}27\cdot10^{-6}$ м).

При моделюванні відробки прибортових запасів бурого вугілля встановлено, що при шнековому вийманні в період проходження виробок забезпечується їхня стійкість. Вертикальне осідання поверхні не перевищує критичної межі при будь-якій відстані між виробками (змінюється від $4{,}8\cdot10^{-6}$ м до $11{,}9\cdot10^{-6}$ м). Однак, на бортах відбувається рівномірне осідання поверхні без утворення мульди зсуву, що в подальшому може викликати зсувні явища.

При вийманні запасів комплексом безперервної дії Highwall стійкість виробок прямокутної форми не забезпечується. Відбувається обрушення утворюваних виробок на початкових етапах (фазах) відробки.

Список літератури

1. **Фролов О.О.** Моделювання пружно-пластичного деформування бортів кар'єру під час виймання прибортових запасів вугілля / **О.О. Фролов, І.К. Бабичев, І.В. Стецьків, О.М. Клеван** // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2015. – №3(74). – С. 141-149.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., Ю.В. ЧАБАНЮК, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СПОСІБ ВИКОНАННЯ БВР, ЩО ЗНИЖУЄ ВИТРАТИ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ЦИКЛУ КАР'ЄРУ

Аналіз диспозицій масових вибухів у кар'єрах Кривбасу свідчить, що значення опору по підошві (ЛОПП) перед першим рядом зарядів для порід з міцністю *f*=12-14 становить 8-18 м. Сітка ж свердловин у наступних рядах у таких породах - 6×6м; або 6,5×6,5м, бо саме ці відстані задовільно долаються застосовуваними діаметрами зарядів 0,254 м. Маємо, що навіть найменші значення ЛОПП (8 м) - більші за крок сітки свердловин. Додамо, що значення ЛОПП ≥10м складає 44% у загальній кількості їх значень.

Дуже велика кількість вибухових блоків складається з 3 рядів зарядів, а доля обсягів порід, що приходяться на перший ряд у трьохрядному блоці складає 45,5%.

Викладене пояснює загальне незадовільне подрібнення гірських порід у таких породах.

Подальший аналіз диспозицій свідчить, що для тієї частини вибухового блоку, де ЛОПП складає 8-9 м частка свердловин зі збільшеною висотою уступу складала відповідно: 4,9 і 5,5%. Це - випадкові відхилення від нормального технологічного процесу. Інша ситуація у випадках, де ЛОПП≥10-13 м. В таких місцях частка свердловин зі збільшеною висотою уступу складає 38%. Це вже не випадковість - а закономірність. Вірогідно структура гірських порід сприяє утворенню пологого укосу уступу і збільшенню значень ЛОПП. Наприклад, прошарки порід, що складають гірський масив, простягаються уздовж верхньої бровки уступу, а кут їх падіння складає 50-55° до горизонту. В таких випадках площина прошарку формує площу укосу уступу з великим значенням ЛОПП.

Лабораторними дослідженнями встановлено, що за такого розташування прошарків, енергія у вибуховій хвилі під час її взаємодії з таким чином орієнтованим прошарком розподіляється за паралелограмом сил: одна частка розповсюджується перпендикулярно до площини прошарку, інша – уздовж прошарку. Та частка, що пішла уздовж прошарку, заглиблюється нижче підошви і розсіюється в масиві порід. Для частки енергії, яка перпендикулярно прошаркам направлена до вільних поверхонь, утруднюється здолання збільшеного опору зарядами першого ряду, тому не формується достатньої ширини посування ними порід для зарядів наступних рядів. По-перше, це лише частка енергії від усього заряду, по-друге, опір - завищений. Формується тотальне завищення по підошві по всій площі вибухового блоку, яке має наслідком повторне буріння і підривання гірських порід у завищенні, а тому виникають додаткові витрати і зростання собівартості робіт.

Спостереження показують, що на ділянках, де формується завищення по всій площі вибухового блоку, одночасно вміст негабариту збільшується у 8-10 разів у порівнянні з ділянками, де тотального завищення немає.

У випадках такого несприятливого розташування прошарків гірських порід, що формують похилий укіс із завищеними значеннями ЛОПП, існує декілька технологічних прийомів покращення ситуації. По-перше, у першому ряду слід розташувати похилі свердловини, бажано під кутом 30° до вертикалі. В цьому випадку на рівні підошви уступу заряд наближається до нижньої бровки уступу майже на 3 м, а це значно спростить ситуацію зі здолання ЛОПП. По-друге, вибухова хвиля під іншим кутом підходитиме до прошарків і частка вибухової енергії, що йтиме від прошарків перпендикулярно у напрямку вільних поверхонь, збільшиться, що також полегшить долання ЛОПП. По-третє, свердловини другого ряду слід на 1 м наблизити до свердловин першого ряду, інакше перед другим рядом створюється збільшений опір. Подальші ряди бурять за паспортом.

Інший прийом долання завищеного опору передбачає застосування пневмо- або гідроударного верстата, з розташуванням його біля нижньої бровки, і буріння коротких свердловин вхрест укосу, заглиблюючись трохи нижче підошви. Заряди в коротких свердловинах слід підривати раніше зарядів у першому ряду вибухового блоку. Зменшений опір - долається, ситуація - нормалізується.

УДК 622.271

А.И. КАЛАПУЦ, магистрант, С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

КОМПЛЕКСНО-СЫРЬЕВЫЕ АСПЕКТЫ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В каких условиях находится современное горное производство и какие основные тенденции его дальнейшего развития в Украине? В целом ситуация характеризуется следующими особенностями:

1. Объемы горного производства после экстремальных колебаний, обусловленных экономическими кризисами, стабилизируются и выходят на новый уровень сбалансированности.

2. Современные шахты и карьеры характеризуются большой глубиной горных работ.

3. Возрастает освоение более бедных руд в связи с истощением запасов руд богатых.

4. Растет стоимость геологоразведочных и добычных работ, отсюда – удорожание сырья.

5. Возрастают масштабы воздействия горного производства на окружающую среду.

6. Большие потери сырья при его добыче, большие объемы отходов производства и низкая степень применения малоотходных и ресурсосберегающих технологий.

В целом ситуация в горнодобывающих регионах достигла критической точки, как в экономическом, так и в экологическом отношении. Особенно это актуально для Кривбасса. В связи с этим проблема комплексного освоения месторождений железных руд в настоящее время приобретает первостепенное значение, и ее решение становится в высшей степени актуальным.

Ресурсы сопутствующих нерудных полезных ископаемых в железорудных карьерах – весьма разнообразны: сланцев, безрудных и некондиционных железистых кварцитов ($Fe_м$ менее 10 %); гранитов, мигматитов и гнейсов; амфиболитов; тальковых сланцев; суглинков лессовидных; красно-бурых, спондилловых мергельных, серо-зеленых пластичных бентонитоподобных глин; известняков и др. Самую большую группу составляют нерудные строительные материалы, пригодные для производства щебня, включающие сланцы и кварциты, амфиболиты, граниты, мигматиты и гнейсы. Общие их запасы в проектных контурах карьеров составляют 2316,7 млн м^3, в том числе авторские – 1130,2 и прогнозные – 1417,7 млн м^3.

Приведенные данные свидетельствуют о наличии в контурах карьеров ГОКов значительных ресурсов разнообразных попутных ископаемых, использование которых находится в неудовлетворительном состоянии. Аналогична ситуация по отвалам и шламохранилищам.

Для решения этих проблем исключительно важную роль приобретают научные основы и практические методы рационального использования минеральных ресурсов и охраны окружающей среды.

Горной наукой давно уже разработаны достаточно эффективные и апробированные методы и технологии селективной выемки и складирования попутно добываемых горных пород, но, несмотря на это, ситуация остается на производстве неизменной. Корни этого кроются, главным образом, не в технической - а в экономической сфере. В нынешних условиях ситуация обостряется еще и сложностью политического периода в стране.

Главными направлениями обеспечения эффективности освоения недр сегодня являются:

1. Повышение уровня информационного обеспечения горного производства на основе данных геологической разведки и создания банков данных о месторождениях, горнодобывающих предприятиях и потенциальных потребителях попутно добываемого в рудных карьерах сырья.

2. Повышение уровня проектирования с учетом комплексного освоения недр.

3. Совершенствование комплексных горных технологий.

4. Создание и внедрение прогрессивных технических средств комплексных технологий.

5. Совершенствование принципов экономического стимулирования комплексного освоения месторождений и юридической ответственности за пользование недрами.

6. Активизация маркетинга, повышение конкурентоспособности минеральной продукции, выход на новые международные рынки и расширение внутреннего.

Но все же важнейшим и наиболее перспективным направлением в сложившейся ситуации является реальное повышение комплексности освоения месторождений на основе максимального вовлечения в переработку попутно добываемого сырья, включая поиск новых, нетрадиционных технологий и видов продукции.

УДК 622.1: 528

Д.П. МОРГУН, магістрант; Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, канд. тех. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ НЕРУДНИХ БУДІВЕЛЬНИХ МАТЕРІАЛІВ НА ОСНОВІ ГЕОСТАТИСТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ

При розробці родовищ нерудних будівельних матеріалів економічна ефективність видобування в значній мірі буде залежати від ефективності управління технологічними процесами. Згідно результатів досліджень підходів щодо процесу видобування корисних копалин, ефективність використання окремих технологічних процесів та продуктивність всього комплексу видобувного обладнання визначається, як природними, так і технологічними показниками. Слід зазначити, що серед природних чинників найбільш суттєво на ефективність видобування блоків впливає тріщинуватість. А при видобуванні первинних каолінів домінуючими критеріями будуть — білизна та відсоткові вмісти оксидів алюмінію й заліза. При плануванні гірничих робіт необхідно забезпечити максимальне врахування просторової орієнтації та відстаней між площинами тріщин для декоративного каменю, та зони локалізації первинних каолінів з певним відсотковим вмістом оксидів. Дані фактори визначають параметри системи розробки покладу, тому помилка їх оцінки потенційно може призвести до значних економічних втрат, що підкреслює важливість та вірність вибору методу аналізу.

Для систематизації показників якості покладів нерудних будівельних матеріалів використовуються різноманітні методи, які відрізняються своєю ефективністю та достовірністю. Використання методів геостатистичного аналізу з великим ступенем ймовірності дозволить підвищити ефективність процесу управління якістю сировини.

Спроба зіставлення показників тріщинуватості вимагає обґрунтування основного критерію, за яким буде відбуватися порівняльний аналіз. В якості такого показника пропонується використовувати фрактальну розмірність, так званих роз-діаграм. За показником фрактальної розмірності були виділені 5 груп родовищ лабрадориту, що дозволить підвищити достовірність прогнозування тріщинуватості, як окремих ділянок, так і цілих родовищ на підставі обґрунтованого використання методу аналогій.

В результаті виконаного кластерного аналізу за геометричними характеристиками всі родовища лабрадориту розділено на три групи: перша – родовища з максимальними значеннями глибини при середніх значеннях довжини і ширини, друга – родовища з максимальними довжиною і шириною при мінімальній глибині, і третя – з мінімальними значеннями довжини і ширини і середніми значеннями потужності. Для кожної групи обґрунтовано оптимальні підходи для календарного планування видобувних, рекультиваційних робіт та відвалоутворення. Виділення систем тріщин для основних родовищ лабрадоритів Житомирської області з застосуванням кластерного аналізу дозволило виділити характерні для кожного родовища системи тріщин. В цілому для всіх родовищ лабрадоритів Житомирської області було виділено 19 систем вертикальних тріщин, 21 систему субвертикальних тріщин, 2 системи субгоризонтальних тріщин та 1 систему горизонтальних тріщин.

Оцінка впливу орієнтації тріщин на їх кількість дозволила одержати аналітичний вираз залежності кількості тріщин від азимуту простягання у вигляді поліному другого ступеня, що може бути використано для прогнозування напрямку розвитку гірничих робіт та управління процесами видобування декоративного каменю.

При дослідженні закономірностей зміни розмірів покладів гранітів Житомирської області було обґрунтовано доцільність поділу вибірки на 2 основних кластери. До першої групи попали всі родовища граніту, які використовуються для видобування бутощебеневої продукції. До другої групи були віднесені в основному родовища блочного каменю.

У результаті виконаних досліджень доведено ефективність застосування кластеризації для попередньої оцінки напрямків використання покладів гранітів та доведено наявність взаємозв’язку між розмірами родовища.

Результати досліджень дозволять за відомими окремим розмірами покладів граніту спрогнозувати значення невідомого показника, а також оцінити перспективи видобутку блочної сировини на даному родовищі.

УДК 622.27.3

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

ОПТИМИЗАЦИЯ СХЕМЫ ПРОХОДКИ ТРАНШЕИ В ОБВОДНЁННЫХ УСЛОВИЯХ

Производительность карьера по руде определяется скоростью углубки, зависящей от организации горных работ по вскрытию новых горизонтов.

На железорудных карьерах наиболее существенное отклонение фактических объемов добычи от плановых объемов связаны с горными работами по углубке дна карьера.

Углубка дна карьера осложнена процессом понижения депрессионной воронки подземных вод и сопряжена с риском затопления вскрываемого горизонта ливневым стоком.

Оптимальные технико-экономические показатели достигаются при проходке траншеи на полную высоту уступа при полном использовании рабочих параметров мехлопат.

Однако из-за невозможности электрических экскаваторов работать в обводненных условиях на практике чаще всего применяются послойные схемы проходки траншеи.

Это позволяет снизить риск подтопления оборудования, но не гарантирует достижения требуемой скорости углубки дна и выполнения плановых объемов добычи с нижнего горизонта.

Проектами на разработку месторождений рекомендуется в период выпадения ливневых осадков горные работы на дне карьера останавливать и выводить оборудование на вышележащий горизонт.

При определении скорости углубки карьера и его производительности по руде влияние гидрологического режима на технологию вскрытия новых горизонтов практически никак не учитывается.

Актуальной научной задачей является совершенствование методов определения скорости углубки карьера с учётом влияния его гидрологического режима на организацию работ по вскрытию новых горизонтов и разработка оптимальных технологических схем проходки въездных траншей, обеспечивающих достижение карьером заданной производительности по руде.

Решение задачи разработки эффективной технологии проходки траншей при вскрытии обводнённых уступов требует кардинально нового подхода и не должно базироваться только на замене базовой выемочно-погрузочной машины, либо изменении параметров траншейного забоя.

В качестве альтернативы применяемым схемам проходки траншеи разработана комбинированная технологическая схема на базе использования двух типов экскаваторов - прямой механической и обратной гидравлической лопат.

Предполагается строительство гидравлическим экскаватором опережающей водопонижающей траншеи [1]. Параметры гидравлического экскаватора позволяют обеспечить только послойную проходку опережающей траншеи.

Отработка второго и последующих слоёв траншеи производится путём подрезки дна вышележащего слоя обратным ходом.

С целью уменьшения объема горных работ, выполняемых обратной гидравлической лопатой, угол наклона подошвы слоев необходимо принимать максимально допустимым по условию перемещения экскаватора и транспортных средств.

После осушения уступа к работе приступает механический экскаватор.

Предлагается такая организация работ по проходке траншеи, при которой основной объем горных работ выполняет прямая механическая лопата, производя выемку пород траншеи сплошным забоем на полную высоту уступа.

Это приближает технические показатели работы рассматриваемого экскаватора к показателям при отработке необводненного горизонта.

Авторами усовершенствована методика определения скорости углубки карьера за счет учета в расчёте времени проходки траншеи, времени понижения депрессионной воронки.

Установлено, что применение разработанной комбинированной схемы проходки траншеи стабилизирует скорость углубки карьера и повысит вероятность достижения плановых объёмов добычи.

Список литературы

1. АС 111446U Украины МПК E21C 41/26 (2006/01) Способ вскрытия рабочих горизонтов карьеров в сложных гидрогеологических условиях / Слободянюк В. К., Турчин Ю. Ю.; заявл. 10.04.2015; опубл. 25. 04. 2016.

УДК 622.331

В.А. СТРІХА, В.В. МАЛІКОВ, кандидати техн. наук, доц., А.Т. ЛІТВІНЧУК, ст. викладач,
ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування», м. Рівне

АНАЛІЗ УМОВ УТВОРЕННЯ ТА ВИКОРИСТАННЯ ПОКЛАДІВ САПРОПЕЛЮ В РІВНЕНСЬКІЙ ОБЛАСТІ

Сапропель – це речовина переважно біогенного походження, утворена на дні прісноводних водоймищ із залишків планктонних і бентонних організмів, в результаті бактеріальних процесів, що проходять у шарах відкладень при малому доступі кисню. Значну частину сапропелю складають мінеральні домішки (піскуваті, глинисті, вапнякові), додаючи їм відповідні фізичні та хімічні властивості. Утворення сапропелевих відкладень (покладів) обумовлене характером водойми, в якій вони утворюються, і відзначаються великою різноманітністю властивостей. Зі зміною водного режиму озера чи його характеристик змінюється і вид донних відкладень. Відкладення не мають запаху, за винятком окремих різновидів із запахом сірководню. Забарвлення сапропелю залежить від органічної речовини та органічних домішок. Коричневе, буре, буро-охристе забарвлення обумовлене наявністю гумінових речовин чи окисного заліза; зелене, темно-маслинове – присутністю карбонатів; рожеве – присутністю каротину чи марганцю. Склад мінеральних і органічних компонентів сапропелю залежить від умов формування і накопичення у водоймах відкладень. На склад сапропелю значний вплив мають умови водного живлення та хімічний склад озерних вод.

Сапропель являє собою цінний природний ресурс органічної сировини для сучасного і перспективного використання в багатьох галузях народного господарства.

За своїми властивостями озерні сапропелі є близькими до торфу. Зовні сапропель має вигляд желеподібної однорідної маси, консистенція якої у верхніх шарах наближається до сметаноподібної, а в нижніх, більш густих, уже може добре різатись ножем. У порівнянні з торфом сапропелі мають високу зольність. В середньому вона коливається від 20 до 60%, а інколи має і більш високі показники.

Особливо цінні сапропелі - зольність яких є меншою, ніж 10%, але вони зустрічаються досить рідко. На відміну від вод торфовищ, які мають кислу реакцію, води сапропелевих відкладень мають нейтральну чи навіть лужну реакцію і рідко — слабкокислу.

За складом золи сапропелі розподіляють на три основні типи: біогенний, кластогенний і змішаний. Основні компоненти золи сапропелів: окис кремнію, вуглекислий кальцій, окиси магнію, заліза, алюмінію, марганцю, фосфору, натрію та інших. Органічна частина сапропелів - також різноманітна за своїм складом і залежить від основних біологічних утворень, зольності та інших причин.

Сапропель сьогодні може знайти наступне застосування в народному господарстві:

у сільськогосподарському виробництві (у якості різноманітних видів добрив);

у тваринництві (у вигляді вітамінно-мінеральних підкормок);

у медицині;

як сировина для хімічної промисловості.

Найбільшу кількість озер Рівненської області приурочену до басейну р. Прип'ять.

Найбільш великі озера розташовано у Володимирецькому, Дубровицькому і Зарічненському районах (Луко – 84,7 га, Островатське – 76,3 га, В. Почаївське – 52,2 га, Велике – 93,2 га). Більшість озер має площу 5-10-20 га з запасами покладів сапропелю 50-300 тис. м^3.

Згідно класифікації видів сапропелю, розвідані балансові запаси в області представлені наступним чином: кластогенний тип - 3876,6 тис. т, або 46,3% від загальної кількості по області; змішаний тип - 3832 тис. т. (45,7%), біогенний тип - 672,5 тис. т. (8%).

За геологічними запасами сапропелю Рівненська область посідає друге місце в Україні (після Волинської, де в 190 покладах зосереджено 65,3 млн т сапропелю).

Балансові запаси сапропелю в області (розвідані за категоріями $A+C_2$) складають 8,4 млн т., які знаходяться в 37 покладах.

Кожна водойма з покладами сапропелю має свою специфічну будову, тому перед промисловим освоєнням потрібно розробити проект її комплексної розробки та раціонального використання.

УДК 622.331: 620.09

В.А. СТРІХА, канд. техн. наук, доц., О.І. ГАЛІК канд. сільгосп. наук, доц.
ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування», м. Рівне

УПРОВАДЖЕННЯ ЗАХОДІВ З ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ ПРИ ВИДОБУВАННІ ТОРФУ

Геологічні запаси торфу в Україні складають 2,17 млрд т, сумарна площа торфових родовищ сягає 1 млн га, а в межах промислової глибини – 642 тис. га.

Використання торфових покладів на паливо зберігає лісові ресурси. В середньому 1 га торфовища по кількості запасу палива замінює 20 га лісу, а 1 т торфу - 1 т або 2-2,5 $м^3$ дров.

На даний час фрезерний торф в Україні, в основному, видобувається шляхом пошарово-поверхневого фрезерування торфового покладу з нормативною вологістю до 75% на глибину 9-12 мм з наступним сушінням розстилу, що утворюється, в природних умовах на поверхні покладу.

Для прискорення сушіння виконується операція ворушіння. Торфокрихта, вологість якої досягла значення до 50%, за допомогою валкувачів згрібається в валки і збирається торфозбиральними машинами в штабелі.

Таким чином, технологічний процес видобутку фрезерного торфу складається з наступних операцій: фрезерування, 1-2 ворушінь, валкування, збирання готової продукції та штабелювання. Процес видобутку торфу є сезонним.

При існуючій технології видобування фрезерного торфу мають місце значні втрати готової продукції, які при механічному принципі збирання в середньому складають від 40 до 60 % .

Основна кількість втрат припадає на технологічну операцію валкування.

Існуючі конструкції валкувачів не дозволяють зібрати торф у валок без втрат, і крім того за рахунок підфрезеровування покладу підвищують вологість торфу в валку, а в подальшому і в штабелі.

Валкування є в першу чергу лише допоміжною операцією для більш компактного розташування частинок торфу у валку з метою подальшого їхнього збирання за допомогою скрепера і конвеєра в бункер.

Недосконаліть застосовуваних механічних валкувачів особливо видно через призму їх двох головних недоліків: досить значних втрат висушеного торфу, що не попадає у валок, і підфрезеровування покладу відвалами, наслідок чого підвищується середня вологість матеріалу у валку.

Технологічний розрив між операціями валкування та збирання лише частково поліпшує положення: вологі частинки торфу, хаотично розташовані по всьому перерізі валка, не мають належних умов для швидкого досягнення нормативної вологості. У такий спосіб операція валкування входить у суперечність з генеральною тенденцією зниження вологості торфу при його видобутку як сировини для виробництва паливних брикетів.

Пропонується операцію валкування виконувати не шляхом одномоментного згрібання торфу у валок з усієї товщини розстилу в один валок безладно перемішаних часток, а як би в два прийоми, пошарово. Спочатку знімається верхній шар розстилу, що складається з найбільш сухих часток фрезерного торфу, які формують первинний валок.

Нижній шар розстилу, у якому знаходяться більш вологі частки, знімається в другу чергу.

Ці частинки укладаються поверх первинного валка, де є хороші умови для підсушування: сухий підстил і висока концентрація вологих часток на поверхні, що інтенсифікує процес сушіння.

Зменшення втрат торфу при валкуванні з 30-40 до 10 % дозволить збільшити величину коефіцієнту циклового збору до 0,7-0,85. Тобто величина циклових і сезонних зборів може зрости на 20-25%, а площа нетто може зменшитись на аналогічне значення.

Скорочення розміру площі нетто при виконанні всіх технологічних операцій дозволить зменшити:

кількість технологічного обладнання та машиністів;

витрати паливно-мастильних матеріалів.

УДК 622.271

Р. В. СЛОБОДЯНЮК, аспірант, М.М. ПИЖИК, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБҐРУНТУВАННЯ МІСЦЯ РОЗТАШУВАННЯ ТИМЧАСОВОГО ВНУТРІШНЬОГО ВІДВАЛУ

Відпрацювання крутоспадних залізорудних родовищ здійснюється за поетапною системою розробки (push-back), яка передбачає створення в кар'єрі декількох робочих зон, розділених ділянками тимчасово неробочого борту. Використання даного способу розробки дозволяє мінімізувати і стабілізувати у часі обсяги розкривних робіт. Проте, по мірі доопрацювання етапів, які є в експлуатації, і залученні в розробку нових етапів спостерігається періодичне переміщення по висоті розкривних і видобувних робочих зон кар'єру. При пониженні рівня проведення гірничих робіт середньозважена відстань транспортування зростає, при переході на новий етапний контур – зменшується. Це призводить до періодичних коливань у транспортній роботі і виникнення ситуації, коли розрахункового парку автосамоскидів стає недостатньо [1]. Одним зі способів вирішення цієї проблеми є створення тимчасового складу розкривних порід для компенсації недостачі транспорту у періоди концентрації гірничих робіт у нижній частині кар’єру.

Ідея дослідження полягає у використанні внутрішнього тимчасового відвалу для зменшення середньозваженої відстані транспортування гірничої маси у періоди, коли наявного парку автосамоскидів недостатньо для забезпечення планової продуктивності екскаваторів.

Метою даних вишукувань є аналіз і обґрунтування місць можливого розташування у кар’єрному просторі тимчасового внутрішнього відвалу. Аналіз сучасних українських та закордонних наукових праць, нормативної бази та сучасного стану виробленого простору кар’єрів Кривбасу дозволив сформулювати головні особливості розташування внутрішніх відвалів. Оптимальним випадком є ситуація, коли гірничо-геологічні умови родовища і гірничотехнічні умови кар'єру дозволяють розмістити тимчасовий відвал, не створюючи при цьому обмежень для розвитку гірничих робіт у найближчому майбутньому. Наприклад, зміщення рудних блоків уздовж тектонічних розломів та зміна кута падіння рудних тіл (перехід пологого залягання на крутоспадне) при відповідному положенні щодо борту кар'єру можуть створюватися зручні майданчики для розміщення тимчасового відвалу невеликого об'єму.

Але, у більшості випадків розташування тимчасових відвалів у кар’єрі пов’язане з пошуком технологічних компромісів:

при неможливості без посування верхніх горизонтів вести подальший видобуток, можливе місце для розташування – майданчик, сформований після відпрацювання екскаваторного блоку;

системи з'їздів і транспортних берм, що у конкретний період часу не експлуатуються;

нові тимчасові з’їзди, що відсипають при заходах з оптимізації транспортної схеми;

збільшення обсягу і висоти огороджувальних валів уздовж кар'єрних доріг;

створення скельного контрфорсу, як складової комплексу заходів по утриманню зсувонебезпечної ділянки на борту кар'єру або збільшенню кута ухилу уступів.

При поетапній системі розробки тимчасовий відвал ефективно розмістити в просторі перспективного етапу (прибортовий відвал), або одного з робочих етапів, гірничі роботи в межах якого характеризуються невисокою інтенсивністю.

Висновки і напрями подальших досліджень: виконано аналіз технологічних схем з внутрішнім відвалоутворенням та ділянок кар'єрного простору, що є раціональними для розміщення компенсаційних тимчасових відвалів. У подальших дослідженнях будуть визначатися закономірності, що пов’язують параметри кар’єрних вантажопотоків і схему організації руху транспорту з параметрами, положенням і терміном служби тимчасових внутрішніх автомобільних відвалів, що дозволить підвищити ефективність відкритих гірничих робіт.

Списоклітератури

1. **Слободянюк Р.В., Пижик М.М.** Методика оптимізації роботи екскаваторно-автомобільних комплексів за рахунок використання тимчасових відвалів / Перспективы развития горного дела и подземного строительства. Сб. научн. трудов. - К.: Підприємство УВОІ «Допомога» УСІ» - Київ. - 2016. - Вып 7. - С. 100-105.

УДК 622.271

Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, провідний інженер, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»
М.Д. МІРОНОВ, в.о. начальника гірничого відділу, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»

АНАЛІЗ ПРОЕКТНИХ РІШЕНЬ ЩОДО ВІДПРАЦЮВАННЯ ІНГУЛЕЦЬКОГО РОДОВИЩА КАР'ЄРОМ ПРАТ «ІНГЗК»

Сучасний стан гірничих робіт кар'єру ПРАТ «ІнГЗК» характеризується значним відставанням за розкривними роботами. Для вирішення цього завдання інститутом «ДП «ДПІ «Кривбаспроект» в 2016 році виконано проект «Відпрацювання Інгулецького родовища кар'єром ПРАТ «ІнГЗК» в границях ліцензійної площі».

Одним з основних технічних рішень, прийнятих в даному проекті, було удосконалення транспортної схеми кар'єру - збільшення глибини вводу залізничного транспорту і організація перевантажувальних пунктів на горизонтах -105 і -150 м. Це рішення дозволить скоротити відстань транспортування 150 млн. м^3 розкривних порід автомобільним транспортом в середньому на 600 м до кінця відпрацювання родовища.

Набула подальшого розвитку і система конвеєрних трактів ЦПТ: передбачається перенесення дробильно-перевантажувального пункту горизонту -240 м на горизонт -300 м, і далі – на горизонт -360 м з подовженням в північному напрямку. З огляду на розвиток гірничих робіт в північному напрямку, таке рішення дозволить скоротити відстань транспортування руди автотранспортом.

Для відпрацювання ліцензійних запасів проектом передбачається рознесення східного борту кар'єру. Для підвищення куту нахилу борту по рихлих породах запропоновано відсипання скельних контрфорсів на горизонтах -30, -15, 0 і 12 м, що дозволить не тільки значно скоротити обсяги розкривних робіт, а й скоротити дальність транспортування 2 млн м³ скельних порід. Для видобутку ліцензійних запасів у південно-східному напрямку проектом передбачається віднесення русла ріки Інгулець. У північній частині східного борту кар'єру розташовується недіючий відвал №3. При розширенні границь кар'єру передбачається його відпрацювання до позначки 108 м з подальшим транспортуванням розкривних порід до відвалу №5.

Спираючись на раніше виконані дослідження, інститутом «Кривбаспроект» уперше закладається у проект відвал №5. Він запроектований в 4 км на північний захід від існуючого кар'єру, його площа становить 670,6 га, висота – 200 м при 11 ярусах. За таких геометричних параметрів обсяг порід у відвалі становить 543,7 млн м^3. Доставка розкривних порід передбачається з використанням залізничного транспорту.

Одним з ускладнюючих факторів ведення гірничих робіт в Інгулецькому кар'єрі є вихід його контурів в північному торці на відпрацьований простір шахти «Центральна». Для забезпечення безпеки ведення гірничих робіт на цих ділянках потрібно зменшити кути нахилу уступів і ділянок бортів кар'єру, що, однак, призводить до збільшення об'ємів розкривних порід. Ще одним несприятливим фактором є перетин всього східного борту кар'єру шаром талькових сланців, міцність яких значно менша, ніж оточуючих скельних порід. Тому для забезпечення умов стійкості проектом передбачається їх привантаження скельними породами.

Таким чином, незважаючи на геологічні, технологічні та економічні складнощі, завдяки грамотним проектним рішенням і за умови їх виконання, кар'єром ПРАТ «ІнГЗК» може бути збільшено річну проектну потужність від 31 до 34 млн т сирої руди до 2022 року. Коефіцієнт розкриву при цьому повинен зростати від 0,67 м^3/т у 2017 році до 0,82 м^3/т у 2022 році і зберігатися на цьому рівні до моменту вибуття потужностей в кінці відпрацювання родовища.

Список літератури

1. Отработка Ингулецкого месторождения карьером ЧАО «ИНГОК» в границах лицензионной площади. Открытые горные работы : проект / ГП «ГПИ «Кривбасспроект»; ГИП **Ковалёв К.В.** – Кривой Рог, 2016. – 209 с.2.

2. Разделение отработки Ингулецкого месторождения в границах лицензионной площади на очереди с учетом динамики развития отвального хозяйства и оптимизации транспортной схемы карьера : отчёт о НИР / ООО «МИЦЕНТР»; рук. **Слободянюк В.К.** – Кривой Рог, 2015 г. – 184 с.

3. Определение допустимых результирующих углов наклона бортов карьера и отвалов ПАО «ИНГОК». Геомеханические исследования : отчёт о НИР / КП «Академический дом» АГНУ; рук. **Болотников А.В.** – Кривой Рог, 2016. – 137 с.

УДК 622.271

Р. В. СЛОБОДЯНЮК, аспірант, М.М. ПИЖИК, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЛАНУВАННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ В УМОВАХ ДЕФІЦИТУ АВТОСАМОСКИДІВ

При розвитку гірничих робіт періодично виникають гірничотехнічні умови, за яких спостерігається дефіцит рухомого складу. Зниження з цієї причині обсягів екскавації призводить до невиконання планового завдання. Ця науково-технічна задача за постановкою є близькою до задач, що вирішуються теорією обмежень - знаходження й управління ключовим обмеженням системи, що зумовлює ефективність всієї системи в цілому.

Одним із можливих способів підвищення продуктивності екскаваторно-автомобільного комплексу є застосування кільцевої схеми руху транспорту. Технологічна схема з кільцевим рухом і попутним навантаженням автосамоскидів була запропонована для використання в кар'єрах у 90-х роках минулого сторіччя. Її ефективність забезпечується завдяки зменшенню у загальній тривалості рейсу частки руху порожнього автосамоскиду. Для її продуктивного використання потрібні особливі гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови, за яких сума відстані, яку проїжджає автосамоскид з гірничою масою, є більшою суми відстані, яку проїжджає порожній автосамоскид.

Прикладом таких умов є внутрішнє відвалоутворення у глибинній зоні кар'єру, коли пункти розвантаження розкриву розташовуються поблизу видобувних вибоїв.

Ідея полягає у підвищенні ефективності функціонування екскаваторно-автомобільного комплексу в умовах дефіциту автосамоскидів. Завдяки такому розташуванню у кар’єрному просторі тимчасового внутрішнього відвалу виникають умови для руху автосамоскидів за кільцевою схемою.

Метою роботи є розробка методики оцінки параметрів функціонування та оптимізації екскаваторно-автомобільного комплексу в умовах дефіциту кар’єрних автосамоскидів. Пошук варіанту виконання планового завдання з використанням меншої кількості гірничотранспортного обладнання є способом підвищення економічної ефективності відкритої розробки завдяки зменшенню капітальних витрат.

Для прийняття рішення про необхідність і раціональне місце розташування внутрішнього відвалу необхідно провести оцінку екскаваторно-автомобільного комплексу кар’єру. Для цього на даній стадії дослідження передбачено 2 основні етапи:

лінійна оптимізація – для оцінки інтенсивності руху та кількості транспорту, необхідної для ефективної роботи комплексу за базовим та оптимальними варіантами;

імітаційне моделювання – для порівняння альтернативних варіантів і уточнення економічного ефекту при максимальному наближенні точності розрахунків до реальних умов.

В якості основи для лінійної оптимізації кар’єрного транспорту використовуємо класичну модель, наведену в багатьох працях закордонних вчених. Зміни, внесені авторами до моделі екскаваторно-автомобільного комплексу, насамперед стосуються обмежень приймальної здатності окремих місць розвантаження.

Результати лінійної оптимізації дозволяють оцінити забезпеченість кар’єру транспортними засобами при заданому розташуванні забоїв, перевантажувальних пунктів та відвалів.

У разі недостатньої кількості автосамоскидів виконується пошук раціональних місць розташування внутрішнього відвалу за умови виконання планового завдання наявним парком транспортного обладнання.

Для варіантів, що дозволяють забезпечити виконання планового завдання з наявною у комплексі кількістю автосамоскидів, створюємо імітаційні моделі.

Висновок: Розроблено модель оцінки екскаваторно-автомобільного комплексу, яка дозволяє оцінити транспортну роботу, необхідну для виконання планового обсягу гірничих робіт, і міру забезпеченості кар'єру засобами автомобільного транспорту.

Подальші дослідження головним чином будуть зосереджені на вдосконаленні алгоритму оптимізації параметрів екскаваторно-автомобільних комплексів та дослідженні закономірностей функціонування технологічних схем з внутрішніми відвалами і кільцевим рухом кар'єрних автосамоскидів.

УДК 622.271

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПТИМИЗАЦИОННАЯ ПРОБЛЕМА МУЛЬТИПРОДУКТОВЫХ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОПОТОКОВ И РОЛЬ В НИХ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ РАДИОМЕТРИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ

С ужесточением конкуренции на рынке железорудного сырья и усложнением горно-технических условий в глубоких карьерах ГОКи Украины ведут все более активный поиск путей повышения эффективности горного производства, главный вектор которых направлен на максимизацию извлечения продуктивного сырья из извлекаемой общей горной массы.

В данном ракурсе авторы считают целесообразным и весьма перспективным более глубокое исследование оптимизационных возможностей совмещения двух на первый взгляд взаимно независимых организационно-технологических линий разработки месторождений: *а* - повышения полноты извлечения целевого продукта (железа) в добываемой руде внутрикарьерными средствами; *б* - диверсификации продукции ГОКов за счет комплексного освоения недр.

Идея неизбежно возникает и становится все более очевидной при рассмотрении закономерностей формирования карьерных грузопотоков в рассмотренных совместно двух вышеназванных ситуациях.

Особенно в становящихся все более стесненными условиях горных работ в глубоких карьерах, когда первоначально весьма спорадическая тенденция к внедрению мобильных внутрикарьерных дробильно-сортировочных комплексов наряду с формированием внутрикарьерных отвалов и складов разносортной горной массы становится уже реальным трендом на ряде мощных карьеров.

И в первом и во втором случаях, а тем более при их совмещении, возникают мультипродуктовые грузопотоки, которые, будучи тесно взаимозависимыми в целом, фактически объединяются в единый грузопоток со сложной структурой, без оптимизации которой организационное согласование работы карьер-системы становится просто невозможным.

В данной постановке проблемы, как одна из перспективных составляющих исследований, авторами изучаются адаптивные возможности и технологическая целесообразность применения мобильных дробильно-сортировочных радиометрических комплексов (МДСРК) в условиях железорудного карьера как элемента технологии управления качеством рудопотоков.

Выполненный предварительный анализ и промышленные эксперименты подтверждают, что данная целесообразность является очевидной и заключается в возможности отсечь некондиционную горную массу и тем самым повысить содержание полезного компонента в добываемой руде, снизить колебания качества в сформированном рудопотоке, входящем в единый грузопоток. Для применения МДСРК в условиях железорудного карьера необходимо существование технологических предпосылок: наличие забоев на границе «руда-порода», которые могут дать наибольший показатель разубоживания и привести к значительным колебаниям качества в рудопотоке карьера; возможность создания рабочих площадок с параметрами, необходимыми для размещения всего комплекса технологического оборудования; осуществление внутреннего отвалообразования.

Обоснование целесообразности рассматриваемых мероприятий сводится к экономическому обоснованию, которое включает в себя получение ожидаемого эффекта от: повышения стабильности содержания полезного компонента в рудопотоке, что выражается в снижении затрат при обогащении; уменьшения общего объема транспортируемой горной массы и за счет этого - снижения транспортных затрат; получения дополнительного объема концентрата за счет стабилизации качественных характеристик рудопотока и дополнительного дохода ГОКа, наряду с таковым от получения дополнительной нерудной продукции попутной добычи.

Вместе с тем, применение МДСРК потребует определенных капиталовложений.

Выражение для оценки эффективности применения МДСРК обосновано авторами и однозначно подтверждает ее, даже если не учитывается возможный эффект от применения внутреннего складо- и отвалообразования на граничном контуре карьера.

УДК 622.882

Т. КАЛЫБЕКОВ, д-р техн. наук, проф., Центрально-Азиатский университет, Казахстан

УПРАВЛЕНИЕ РЕКУЛЬТИВАЦИОННЫМИ РАБОТАМИ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

На открытых разработках для ведения горных работ и размещения технологических объектов изымаются значительные земельные ресурсы, которые нарушаются в различной степени и требуют своевременной рекультивации. В настоящее время нерешенным остается вопрос свое-временной рекультивации нарушенных земель при разработке месторождений со складирова-нием вскрышных пород во внешних отвалах. Поэтому в период освоения конкретного место-рождения следует вести горные работы по обоснованным критериям рационального использо-вания земельных ресурсов, складирования вскрышных пород во внешних отвалах и рекульти-вации нарушенных земель. Тогда появляется возможность сохранения экологического равнове-сия в образуемой системе «карьер-окружающая среда» в ходе производства добычи минераль-ного сырья, соответствующего требованиям законодательства по охране окружающей среды.

Проблема рекультивации нарушаемых земель при открытой разработке полезных ископаемых является одной из важных задач системы «карьер и окружающая среда». В этой связи для успешного управления рекультивационными работами до начала эксплуатации месторождения необходимо определить состав выполняемых работ и этапы их проведения. На основе системного анализа при правильном установлении состава и периода осуществления рекультивационных работ появляется возможность рационального планирования и управления процессом их своевременного выполнения при ведении горных работ. Для успешного решения задачи при составлении проекта разработки и эксплуатации месторождения вопросы рекультивации нарушаемых земель должны решаться в следующей последовательности.

Для составления проекта рекультивации нарушенных земель следует получить полную характеристику о состоянии плодородного и потенциально плодородного слоев почв на землях, подлежащих нарушению, на стадии разработки ТЭО – освоения месторождения.

Далее в проекте устанавливается мощность и порядок их снятия, определяются условия складирования и последующего использования при решении задач технического и биологического этапов рекультивации нарушенных земель в период эксплуатации месторождения.

Установление режима нарушения земель по годам в период освоения месторождения открытым способом в пределах карьерного поля предлагается производить на основе горно-геометрического анализа аналитическим методом в зависимости от направления развития горных работ, календарного распределения объемов вскрышных, добычных работ и качества добываемого полезного ископаемого для конкретного карьера. В соответствии с принятым режимом горных работ с целью управления технической рекультивацией осуществляется горно-геометрический анализ нарушения земель на площади карьерного поля и отвала. На основании выполненного анализа решаются вопросы планирования и организации своевременного снятия плодородного слоя почвы с нарушаемых земель при эксплуатации месторождения.

В результате изучения режима нарушения земель при ведении горных работ в карьере и отвалообразовании создаются условия для рационального планирования и управления рекультивационными работами на открытых разработках.

Установление режима нарушения земель позволяет планировать снятие плодородного слоя почвы с нарушаемых земль и управлять нанесением его на рекультивируемые поверхности при ведении открытых горных работ.

Интенсификация рекультивации поверхности отвала возможна при селективном складировании вскрышных пород в периферийной части отвальных ярусов потенциально плодородных пород, а в тело отвала - непригодных для цели рекультивации пород. Селективное формирование откосной части отвальных ярусов потенциально плодородными породами исключает выполаживание откосов, что позволит уменьшить горно-планировочные работы.

Выполнение системного анализа по рациональной организации рекультивационных работ при добыче полезных ископаемых открытым способом на основе установления критериев использования земельных ресурсов и параметров нарушаемых земель позволяет управлять вопросами рационального землепользования и своевременной рекультивации нарушенных земель при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

УДК 622.271

W. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, AGH University of Science and Technology, Faculty of Mining and Geoengineering, Department of Environmental Engineering and Raw Materials Processing, Cracow, Poland

A. KOWALSKA, PhD Eng., Associate Professor, The National Higher Vocational School, Department of Environmental Protection, Institute of Mathematics and Natural Sciences, Tarnow, Poland

E.J. SOBCZYK, PhD D.Sc. Eng. Professor, The Mineral and Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences, Cracow, Poland

THE IMPACT OF NATURAL AGGREGATES EXTRACTION ON THE NATURAL ENVIRONMENT

The primary goal of this paper is to suggest potential methods of post-mining areas management. Moreover, such methods must be compliant with the expectations of the residents of a given area.

The assessment of natural and socio-economic factors affecting the choice of optimum reclamation and revitalization approaches can be carried out using the following research methods: environmental impact assessment (EIA) as a tool for sustainable development, the method of AHP, Leopold matrix, methods of checklists, covering methods, GIS, LCA and networks.

An analysis of the impact of deposit exploitation of mineral aggregates on protected species and their habitats located within the Natura 2000 sites was done.

The impact assessment of mining activities carried out in the deposit in question shows that the lithosphere is the most vulnerable to mining activities from among all of the environmental items. Fairly strong pressure is observed in the hydrosphere, mainly in surface waters.

The scale of the problem is enormous. A proper approach needs to be developed among the economy, society and organization of managing the network.

The Natura 2000 network covers huge areas simultaneously utilized for other purposes than nature conservation. The Natura 2000 network is in serious conflict with industry, especially with open-pit mining due to the location of mineral deposits.

The results can be used to resolve conflict situations on Natura 2000 sites. An undertaking will only receive a go-ahead if it exerts no negative impact on a given area and if the public approves of it.

Plans and undertakings having a negative impact on a given area are authorized but on the condition that mitigating measures are taken.

List of References

Badera J. Social conflicts on the environmental background related to development of mineral deposits in Poland / Mineral Resources Management // 1, 2010. - 105-125 c.

Kowalska A. & Sobczyk W. The Natura 2000 network versus mining activity in the territory of the Dukla commune / Teka Commission of Protection and Formation of Natural Environment // 8, 2011. - 63-72 c.

Poros M. & Sobczyk W. Revitalization of degraded post-mining area on the example of Wietrznia Quarry in Kielce / Annual Set The Environment Protection, Middle Pomeranian Scientific Society of the Environment Protection // 15, 2013. - 2369-2380 c.

Radwanek-Bąk B.. The problem of pattern in the scheme ratings of environmental changes PSR (pressure-state-response) caused by opencast mining activities / Mineral Resources Management // 24, 2/2, 2008. - 83-93 c.

Sobczyk W. Environmental nuisances of mining activity in respondents' opinion – survey report / Górnictwo i Geoinżynieria // 31, 3/1, 2007. - 497-506 c.

Sobczyk W. & Pawul M. Revitalization of degraded areas as a consequence of mining activity in the light of research / Przegląd Górniczy // 68, 3, 2012. - 66-71 c.

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

УДК 622.346

А.П. КАЛИЕВА, канд. техн. наук, лектор; Е. АЛИБЕК, магистрант
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева

ОЦЕНКА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД, ДОБЫТЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Переработка окисляющихся полиметаллических руд с целью извлечения полезных ископаемых компонентов в концентрат производится в основном флотацией. На месторождениях добывающих полиметаллические руды применяется выщелачивание. Практика переработки полезных ископаемых флотацией показывает, что для руд, подвергшихся длительному и интенсивному окислению, характерно низкое извлечение ценных компонентов. Например, переработка подвергшихся интенсивному окислению руд Жайремского, Жезказганского, Николаевского и др. месторождений на обогатительных фабриках показала, что извлечение в концентрат цинка и свинца падает до 21,5 и 19,3%. При переработке же окисляющихся руд, не подвергшихся при прочих равных условиях самовозгоранию, извлечение соответствующих полезных компонентов составило 29,5 и 25,2%, то есть – несколько выше по сравнению с горевшей рудой. В тоже время среднее извлечение полезных компонентов в концентрат из смешанных свинцово-цинковых руд Жайремского месторождения составляет 53,14% свинца и 78,34% – цинка. Аналогичное наблюдается и на ОФ перерабатывающих руды Жайремского месторождения. Окисление руд Николаевского полиметаллического месторождения в течение 10 месяцев привело к снижению извлечения в концентрат меди и цинка на 7 и 10%.

Для переработки руды флотацией она должна пройти стадию измельчения с целью раскрытия минералов. При этом температура пульпы достигает 313 К°, а концентрация кислорода в пульпе может увеличиться на 25-30%. Кроме того, при измельчении с поверхности окисляющихся минералов полезных компонентов удаляется окисная пленка за счет истирания, падает кислотность от 7,4 до 5,8 pH. Все перечисленное в комплексе приводит к дополнительному образованию сульфатов, трудно поддающихся флотации.

Анализ данных обогащения смешанных свинцово-цинковых руд Жайремского месторождения показал, что свинец и цинк теряются в основном в форме окисленных минералов. Потери металла характерны для сростков с нерудными минералами, с пиритом и сфалерита с галенитом. Установлена явно выраженная зависимость снижения процента извлечения металлов с увеличением времени движения руды Жайремского и Николаевского месторождений с момента добычи до обогащения (табл. 1). При этом для смешанных свинцово-цинковых руд Жайремского месторождения характерно резкое снижение извлечения полезных компонентов (см. табл. 1), что указывает на их большую активность к окислению.

Содержание свинца, % в руде, конц.		Время доизмельч.	Извлечение свинц.%	Тонк. помола, мк
2,76	36,54	0,000	37,89	60-74
2,76	44,88	300	19,09	40
2,80	37,21	600	13,32	40
2,77	44,06	900	16,01	40
2,79	19,91	1200	2,39	40
2,79	23,67	1800	1,38	40

Анализ данных показывает, что с увеличением тонкости помола падает извлечение ценных компонентов. Подмеченное, можно объяснить тем, что более мелкие фракции сульфидных минералов быстрее окисляются в пульпе, следовательно, – не флотируются.

На извлечение влияет и время доизмельчения грубого концентрата. С увеличением времени доизмельчения падает извлечение полезных компонентов, это связано с тем, что с увеличением толщины окисленной пенки на извлекаемых минералах, ухудшается их флотируемость. Обобщая экспериментальные данные можно сделать вывод, что окислительные процессы при подготовке руды к обогащению влияют на эффективность извлечения ценных компонентов.

Поэтому для управления окислением при рудоподготовке, с целью повышения эффективности извлечения компонентов, требуется разработка способов, предотвращающих окисление минералов руд, начиная от процесса измельчения и кончая флотацией.

УДК 622.235

А.М. МЕЛЬНИК, магістрант; Р.В. СОБОЛЕВСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ЛАЗЕРНОГО СКАНУВАННЯ ДЛЯ ДОСЛІДЖЕННЯ ТРІЩИНУВАТОСТІ

Гірничі виробки та насипні утворення відкритих розробок - надзвичайно масштабні, тому вимагають спеціальних методів і засобів просторового та структурного контролю, на що, власне, спрямовано представлені нижче дослідження.

Метод наземного лазерного сканування останнім часом усе більш широко використовується для отримання даних геометричних параметрів кар'єрів, елементів залягання тріщин, розкривних порушень масиву, природних відвалів та інших об'єктів, розташованих на земній поверхні.

Точність отримання даних зйомки визначається відстанню між приладом та об'єктом, який знімають.

Швидкість сканування може сягати понад 1 000 000 точок в секунду, а щільність одержуваної «хмари точок» - сотні й тисячі точок на 1м². Точність визначення координат точок, в залежності від моделі сканера і відстані, коливається від декількох міліметрів до одиниць сантиметрів. Так, лазерний сканер Trimble TX5 дозволяє проводити сканування зі швидкістю 976 000 точок в секунду, при зйомці на віддалі 120 метрів, при цьому точність положення точки - ± 2 мм на 25 м.

Горизонтальне сканування проводиться на 360°, вертикальне - на 300° з кроком сканування 0,009°.

Одним із важливих параметрів при наземній лазерній зйомці є кутовий крок сканування. Величина кроку визначає точність і детальність створюваної цифрової моделі об'єкта та рельєфу. Для сканування конкретного об'єкта з достатньою щільністю точок не обов'язково задавати мінімально можливий кутовий крок сканування, який визначається кутовою роздільною здатністю сканера.

Кутовий крок сканування повинен забезпечити можливість виділення тріщин певного розміру, залежно від вимог щодо точності зйомки.

Методика вивчення елементів залягання тріщин масиву порід за допомогою лазерного сканеру наступна: на кар'єрі вибирається точка зйомки тріщин прибортового масиву, де встановлюється штатив з електронним тахеометром з супутниковим приймачем для визначення координати точки стояння.

Потім на місце тахеометра встановлюють лазерний сканер за допомогою якого і проводять зйомку прибортового масиву; виконують зйомку поверхні відкосу, структурних особливостей прибортового масиву зі встановленим кроком сканування; за допомогою комп'ютерної програми створюється хмара точок з накладанням фотокартки; обробляється отримана об'ємна електронна версія прибортового масиву з метою отримання параметрів залягання тріщин і розривних порушень.

Розміри природних блоків між тріщинами визначаються за різницею координат точок, яка береться по нормах між тріщинами, а елементи залягання тріщин і розривних порушень: кутів падіння і простягання, розмірів структурних блоків, утворених тріщинами. Чисельні значення дирекційних кутів і кутів нахилу поверхонь послаблень можуть бути обчислені через координати точок, взятих на поверхні тріщин.

Отримання цифрової моделі прибортових масивів кар'єру є можливим завдяки використанню програмного комплексу «MaptekI-SiteStudio». Використовуючи програму обробки даних тріщинуватості порід, виділяються системи тріщин, розміри блоків для використання їх в паспорті міцності стосовно масиву.

Серед перспектив розвитку лазерних сканерів для вивчення тріщинуватості масивів гірських порід - удосконалення їх технічних параметрів, інтегрування лазерних систем із системами позиціонування GPS.

UDC 622.271

ABOUBAKER FARAG SRAT, Dr. Sc., Al. Fateh University, Libya
G.V. GUBIN, Dr. Sc., Prof. Kryvyi Rih National University. Ukraine

RELEVANCE AND UPDATING OF RESOURCE-SAVING ENTERPRISES CONCEPTION

Classical technology of iron ores open-out mining runs across such difficult to overcome obstacle as lack of free lands for stockpiling waste materials nearby industrial works. The activities of mine-mill plants are characterized by considerable ejections of noxious and contaminated substances into the environment. In connection with the above stated it seems necessary to have a principally new approach to choosing method of mining and retreating minerals, and in particular, iron ores, that consists of applying resource-saving and ecologically clean technologies.

Realization of the new approach to mineral mining and retreatment foresees change to blast-free in-line production technology using some elements of underground mining in open casting. The new conception of creating the ecologically clean enterprise comprises a number of principal propositions: mining method must be blast less and continuous /in-line/, technology of processing-waterless, carried out in the face and providing for stockpiling dry tailings in the worked-out space of a quarry. The process flow sheet of a mine-will plant of the new type includes usage of continuous mining machines and reprocessing mining machine that eliminates the necessity of crushing-dressing complexes and slime storages application.

As it was noted the elements of technology and equipment for the conception realization principally have already been made. Practical experience of mines abroad confirms high efficiency of continuous miners use at constructing horizontal and vertical openings. For instance, mill-cutting combine KSM-2 /FRG/ has the capacity of 400 t/h when cutting rocks with uniaxial compression strength of 100 MPa. The mining machine “Dosco LA 1300” designed for horizontal opening driving is made by the firm “Dosco Overmeas Engineering” /Great Britain/. There are produced machines for driving mine openings that may be used for continuous mining of hard rocks. In order to increase efficiency of ore extraction by continuous mine nears rock masses to be mined are weakened beforehand. Preliminary estimations showed that power-consuming factor is identical in comparison with traditional technology comprising utilization of drilling-and-blasting operations in ore breaking.

The new method of ore mining foresees mineral retreatment in the mined-out area of a quarry according to the scheme of dry magnetic separation. With this, over winding of ore grains degreases, conditions of mineral separation improve and the scheme of devices network simplifies and the main thing processes of thickening and filtration are eliminated.

The next element of the conception – it is intra mine overburden and tailings stocking. The idea is not only theoretically tested and realized in practice. It is known that existing technology of tailings hydro transporting and storing is complicated and expensive. According to our conception it is offered to carry out drive storing of tailings together with overburden rock in the mined-out area. Realization of the new conscription must be fulfilled stage-by-stage.

Combination of both technologies exists at the first stage. Dry retreatment of ore is made in quarry till obtaining the main mass of dry final tailings and rough concentrate with iron content 60-64%. Such concentrate is fed by pneumo transport or pressure hydro transport to the existing dressing will where it is subjected to after dressing by wet method till rich concentrate will be obtained. At the main part of dry tailing will be already stocked in the quarry mined -out area, the remained and considerably lesser portion of tailings can be directed to the existing tailings pond in the form of pulp or after dewatering it may be stockpiled together with overburden and dry tailing in the quarry mined-out area.

Overburden-free, ecologically clean technology of ore mining in deep open pits is the intermediate step of multi operational opencast change over to continuous machine mining of minerals at mine-mill enterprises. Enlarged analyses showed that with practically complete depreciation of the main funds of mine-mill plants material costs connected with construction combined mine dressing complexes in quarries and their utilization are considerably lower in comparison with expenses for renewal of working mine transport and processing equipment.

Positive ecological consequences of such technical decision are highly important.

УДК 622.28.044

И.Е. МЕЛЬНИКОВА канд. эконом. наук; С.И. КОРНИЯШИК, З.С. ДОБРОЛЬСКАЯ, инженеры
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К ВОПРОСУ УМЕНЬШЕНИЯ ЗАТРАТ НА ДИАГНОСТИРОВАНИЕ В КАРЬЕРАХ КРИВБАССА КОМПЛЕКСОВ ЦПТ

Важным условием роста конкурентоспособности продукции и обеспечения экономического роста такого структурного подразделения НИГРИ ГВУЗ «КНУ», как лаборатория контроля и оценки состояния шахтных стволов является обеспечение оптимального уровня затрат на производство выполняемых научных исследований и научнотехнических работ. Исследование этих затрат обеспечивает возможность определить уровень эффективности работы лаборатории, гибко регулировать процесс деятельности лаборатории.

Производственный процесс названной лаборатории осуществляется посредством соединения факторов, которые его определяют: средств труда (основные средства), предметов труда (оборотные фонды), рабочей силы (трудовые ресурсы). Кроме этого на производственный процесс влияют определенные организационные, управленческие, технологические и другие факторы.

Таким образом, оценка производственных затрат – это комплексный анализ конечных результатов использования необратимых и обратимых активов, трудовых и финансовых ресурсов, а также нематериальных активов за определенный период времени. В общем объеме производственной деятельности лаборатории на долю технического диагностирования состояния комплексов ЦПТ карьеров приходится до 70% от общего объема выполняемых работ. Эксплуатация комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) карьеров Кривбасса за длительный период (более 40 лет) свидетельствует о том, что крепление, армировка и технологическое оборудование комплексов подвергается «старению» с потерей проектных параметров и работоспособности, что приводит к все более возрастающей опасности возникновения аварийных ситуаций с возможной угрозой безопасности перемещения людей и грузов. Для предупреждения аварийных ситуаций на комплексах ЦПТ карьеров Кривбасса предусмотрено проведение технического диагностирования геотехнических сооружений и оборудования комплексов. Для получения конкретных исходных даннях, позволяющих объективно выполнить прогноз возможности развития дефектов и разработать мероприятия по их стабилизации или устранения, необходимо выполнить ряд трудоемких аналитических и технологических операций по всем видам работ технического диагностирования комплексов ЦПТ, которые включают:

1. Анализ конструкторской, эксплуатационной и ремонтной документации диагностируемых комплексов.
2. Исследования методом ЕИЭМПЗ породного мас сива, прилегающего к комплексам.
3. Исследование крепления диагностируемых комплексов ультразвуковым методом.
4. Проведение обследования ленточных конвейеров.
5. Проверка состояния фундаментов.
6. Оценка состояния рельсового пути наклонных подъемников (фуникулеров).
7. Исследование плавности движения вагона наклонного подъемника;
8. Вибродиагностика оборудования диагностируемых комплексов.
9. Проверка состояния металлических конструкций и электрооборудования.
10. Проверка состояния систем автоматизации, предупредительной сигнализации, защит, блокировок, приборов и устройств безопасности.

Фотохронометражные наблюдения, проведенные при техническом диагностировании комплексов ЦПТ, показали, что для снижения производственных затрат необходимо применять мобильные комплексы измерительной аппаратуры, использование которых позволит совмещать во времени проведение таких видов работ, как исследование методом ЕИЭМПЗ состояния породного мас сива, прилегающего к горнотехническим объектам, и исследование ультразвуковым методом прочностных свойств крепления горнотехнических объектов, а также фундаментов технологического оборудования диагностируемых комплексов.

УДК 622.28.044

Е.Н. ШВЕЦ, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
С.И. ЛЯШ, С.И. КОРНИЯШИК, инженеры
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВИДЫ РАЗРУШЕНИЙ УЗЛОВ И ДЕТАЛЕЙ ОБОРУДОВАНИЯ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

В процессе эксплуатации оборудования дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) основные узлы и детали получают различные дефекты, повреждения и отказы. Как показывает практика, дефекты, повреждения и отказы приводят к аварийной остановке ДПП.

Дефект – каждое отдельное несоответствие объекта установленным требованиям.

Повреждение – событие, которое заключается в нарушении исправного состояния объекта.

Отказ – событие, которое заключается в потере объектом способности выполнять нужную функцию, то есть – в нарушении работоспособного состояния.

Анализ разрушений поверхности узлов и деталей ДПП при помощи неразрушающего контроля может определить причины аварии и не допустить ее повторение в будущем.

Одной из главных причин внезапных отказов ДПП является разрушение узлов и деталей и последующих неплановых ремонтов.

Основные причины возникновения отказов: - внезапный - отказ, характеризующийся быстрым (скачкообразным) изменением значений одного или нескольких параметров объекта, определяющих его качество работы; - постепенный - отказ, характеризующийся медленным (постепенным) изменением параметров объекта.

Разрушение узлов и деталей ДПП может быть вызвано: ошибками, допущенными при проектировании; нарушениями технологии изготовления узлов и деталей; эксплуатационными нарушениями; естественными процессами накопления усталостных повреждений, изнашивания и старения.

К ошибкам проектирования относится: неправильные расчет размеров узлов и деталей, выбор материала и упрочняющей обработки; наличие выточек, сварных швов в наиболее нагруженных зонах узлов и деталей.

К технологическим нарушениям относятся: несоответствие марки материала техническим условиям чертежа; дефекты при сборке и транспортировке; перетяжка или ослабление затяжки резьбовых, шплинтовых и других соединений; несоответствие класса шероховатости поверхности и упрочняющей обработки техническим условиям чертежа.

К эксплуатационным нарушениям относятся: работа в условиях, не соответствующих области применения, несоблюдение регламента профилактических замен узлов и деталей; нарушение режима технического обслуживания и ремонта; несоответствие режима эксплуатации и смазки требованиям нормативно технической документации.

К естественным процессам накопления усталостных повреждений, изнашивания и старения относятся: деградационные отказы, вызываемые естественными процессами старения, изнашивания, коррозии и усталости при соблюдении всех установленных правил и норм проектирования, изготовления и эксплуатации. Эти отказы происходят, когда ДПП в целом или его отдельные элементы приближаются к предельному состоянию по условиям старения или износа в конце полного или межремонтного срока службы.

Основными видами разрушений узлов и деталей ДПП являются: вязкое разрушение; хрупкое разрушение; усталостное разрушение.

Вязкое разрушение характеризуется интенсивной пластической деформацией материала узлов и деталей на всех этапах разрушения. Развитие разрушения происходит обычно с малой скоростью и поэтому часто вязкое разрушение можно заметить и предотвратить на ранней стадии развития. Хрупкое и усталостное разрушение наступает без заметных следов предшествующей пластической деформации. Признаком хрупкого и усталостного разрушения являются гладкие, ровные кромки излома, с небольшими скосами.

УДК. 622.271

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ РАДИОМЕТРИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ В ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ

В последнее время в карьерах все шире внедряется мобильное дробильно-сортировочное оборудование. Технологическим преимуществом разработанного в Криворожском национальном университете мобильного дробильно-сортировочного радиометрического комплекса по сравнению со стационарными является его подвижность и маневренность, что позволяет ему перемещаться вслед за подвиганием добычного забоя, постоянно находясь в призабойной зоне.

Обоснование необходимости применения данного комплекса в условиях открытых разработок железорудных месторождений основывается на необходимости повышения качества руды, поступающей из забоев приконтактной зоны «руда-порода», на которые приходится наибольший процент потерь и разубоживания руд. При формировании рудопотока карьера руда из этих забоев снижает общее качество и стабильность содержания полезного компонента. По данным Горного департамента ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог», средний показатель уровня разубоживания в карьере составляет 2,0-3,5%, а в блоках приконтактной зоны – до 18%.

Предлагаемый вариант комплекса является синергией мобильного дробильного комплекса и радиометрического сепаратора и может быть использован как часть технологии управления качеством рудопотоков карьеров. Основой процесса сортировки является процесс взаимодействия гамма-излучения с горными породами. Прототипами сепаратора для данного комплекса являются радиометрические сепараторы РАС-2 и РС-2Ж, испытанные на различных типах руд Криворожского железорудного бассейна

Первой технологической задачей комплекса является отсечение некондиционной горной массы с целью исключения ее дальнейшей транспортировки, дробления, измельчения и участия в процессе обогащения. При этом комплекс сепарирует не весь объем рудной массы из заходки, а лишь только ту ее часть, что находится в приконтактной зоне «руда-порода».

Хвосты сепарации складируются по возможности во внутренних отвалах, на граничном контуре карьера.

Второй задачей является повышение содержания полезного компонента в рудной массе и стабилизация качества в потоке за счет установленного порога сортировки.

Применение комплекса как элемента технологии управления качеством рудопотоков карьеров позволит получить технологический, экологический, энергосберегающий и экономический эффекты: технологический заключается в повышении качества рудного потока из забоев приконтактных зон карьера минимум на 5% по содержанию общего железа, в снижении колебаний качества в рудном потоке из забоев приконтактных зон и общей стабилизации рудопотока карьера, в снижении до 1% общего объема руды, направляемой на обогащение и уменьшении объема транспортировки пустых пород до внешних отвалов за счет возможности применения внутреннего отвалообразования на граничном контуре карьера.

Экологический эффект заключается в уменьшении общего объема породных отвалов на земной поверхности за счет возможности размещения хвостов сепарации во внутрикарьерном отвале на граничном контуре; энергосберегающий эффект состоит в сокращении расхода энергоресурсов в связи с уменьшением общего объема рудной массы, направляемого на обогащение; экономический эффект - в снижении общих затрат на транспортировку горной массы в карьере, а также стабилизации процесса обогащения за счет получения рудопотока с заданными качественными характеристиками, что приведет к оптимизации технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики и всего горно-обогатительного комбината и снижении себестоимости концентрата на 1,0-1,5% за счет получения его дополнительного объема.

Для применения мобильного дробильно-сортировочного радиометрического комплекса как части технологии управления качеством рудопотоков в условиях железорудного карьера необходимо наличие определенных технологических предпосылок и экономическое обоснование, учитывающее общий размер капитальных вложений и срок окупаемости проекта.

УДК 622.271

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИТИЧЕСКАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ВНУТРИКАРЬЕРНОГО РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО СОРТИРОВОЧНОГО КОМПЛЕКСА

Мобильный дробильно-сортировочный радиометрический комплекс (МДСРК) может быть применен как часть технологической схемы управления качеством рудопотоков карьера.

Известно, что интегральный поток вторичного излучения, используемый как критерий оценки содержания железа, является функцией класса крупности и влажности горной массы, энергии и активности источника излучения, геометрических параметров измерения интенсивности рассеянного гамма-излучения и является моделью для предварительного обогащения руд. Основой процесса сортировки, осуществляемой МДСРК, является взаимодействие гамма-излучения с породами. Заданное пороговое значение позволяет разделить сырье на продукты с разным содержанием полезного компонента, используя принцип бинарной среды на основании значения $C=Z_{эфф.пробы}/Z_{эфф.наполнителя}$. Если $Z_{эфф.пробы}$ отличается от $Z_{эфф.нап.}$ хотя бы на 10%, то гамма-гамма метод позволяет распознавать образ (руду) в данной горной массе. Для источника излучения Am-241 при C=1,1, среду можно считать квазибинарной, при $C\geq$1,2 - бинарной.

Процесс взаимодействия гамма-излучения с горными породами подчиняется закону Бугера-Лямперта-Бера, суть которого заключается в следующем: пусть на вещество падает излучение с интенсивностью N_0, затем интенсивность уменьшается в веществе вследствие поглощения и рассеивания. Пусть в тот момент, когда излучение прошло в веществе расстояние x, его интенсивность стала N. При прохождении излучения через слой малой толщины dx его интенсивность уменьшается на малую величину dN, пропорциональную толщине слоя и самой интенсивности N, т.е. $\mu dN = -\mu Ndx$. Знак «-» в этой формуле говорит о том, что изменение интенсивности $dN < 0$. Коэффициент пропорциональности μ – коэффициент поглощения, зависящий от вещества, от того, как велико в данном веществе число элементарных процессов, ослабляющих поток частиц. Разделив правую и левую части на N, получаем $dN/N=-\mu dx$.

Проинтегрировав правую и левую части этого выражения, получаем $\ln(N)+C=-\mu x+C$, откуда $N= \exp[(-\mu\cdot x)+C]$, где $N= \exp(-\mu\cdot x)\cdot\exp(C)$. Обозначим $\exp(C)=C_1$ и подставляя значения C_1 в последние уравнения, получим $N= C_1\cdot\exp(-\mu\cdot x)$. Согласно теореме Коши, при $X=X_0$ $N=N_0$, $dN/x=-\mu\cdot N$; $N_{x=x0}=N_0$; $N_0 =C_1\cdot\exp(-\mu_м\cdot 0)=C_1$.

Подставляя значения C_1 в предыдущую формулу, получим $N=N_0\cdot\exp(-\mu\cdot x)$. Для учета влияния вещественного состава минерального сырья на интегральный поток гамма-излучения заменим линейный коэффициент μ на массовый $\mu_м$ и получим: $N= N_0\cdot\exp(-\mu_м\cdot\rho\cdot x)$, где ρ – поверхностная плотность породы; $\mu_м$ – массовый коэффициент поглощения. Данная закономерность $N= N_0\cdot\exp(-\mu_м\cdot\rho\cdot x)$ используется в качестве фундаментальной основы процесса радиометрической сепарации.

Прототипами МДСРК являются радиометрические сепараторы РАС-2 и РС-2Ж, испытанные на различных типах руд Кривбасса. Принципиальная схема РАС-2 была использована в проекте, выполненном институтом «Кривбасспроект» для шахтоуправления подземной добычи ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» в 2005 г. в качестве комплекса рудоподготовки.

При обогащении на сепараторе РАС-2 в условиях ДСФ шахты им. Артёма кусковой части бедной руды, рассеянной на классы крупности 20-50, 50-100 и 100-300 мм, был получен кусковый концентрат с содержанием железа 54-58,5%.

Повышение содержания железа в концентрате на сепараторе РАС-2 составило от 11,5 до 16,8%. В дальнейшем результаты сортировки руд Кривбасса на ленточном сепараторе РС-2Ж показали, что повышение содержания железа в концентрате составляло от 5 до 12,2%, а извлечение металла — от 75 до 90% соответственно.

В качестве технологической платформы для МДСРК предлагается использовать мобильные дробилки «Terex Finlay» J-116 либо «Lokotrack» LT110, имеющие паспортную производительность до 200 т в час.

Фактическая производительность МДСРК не будет превышать 100 т в час, что регламентируется его техническими возможностями. Он не предназначен для переработки всего объема рудной массы в забое, а лишь той его части, которая является наиболее разубоженной за счет перемешивания с пустой породой.

УДК 622:624

Л.Н. КОВЕРНИЧЕНКО, Ю.М. НАВИТНИЙ, Г.И. ЕРЕМЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский технический университет»

ОПТИМИЗАЦИЯ ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ВНУТРИКАРЬЕРНЫМ ТРАНСПОРТНО-НАСЫПНЫМ СООРУЖЕНИЯМ

Практика проектирования выработала определенный порядок решения задач горной части проекта, в основе которого лежит многошаговый процесс согласования совокупности оптимальных решений отдельных задач с учетом их взаимосвязи посредством механизма обратных связей с поэтапным приближением к итоговому решению. Этот процесс является диалоговым, с разделением на этапы, различающиеся глубиной и детальностью задач, постепенным повышением точности расчетов и степени оптимизации. Принятие оптимальных решений определяется спецификой карьеров: высокой степенью неопределенности условий, сложными, зачастую не имеющими количественного выражения зависимостями между определяющими факторами, а также трудностями согласования решений в задачах.

Оптимизация организационно-технологических решений (ОТР) по размещению и формированию внутрикарьерных отвалов и складов с транспортными коммуникациями (дорогами на поверхности и тоннелями внутри массивов) преследует цель выбора варианта, при котором обеспечивается максимальное сокращение сроков строительной части работ при эффективном использовании имеющихся ресурсов для обеспечения планомерного складирования в насыпи текущих объемов горной массы. Оптимальность решений выявляется на основе вариантного проектирования и всестороннего анализа сравниваемых вариантов. Суть оптимизационного поиска состоит в разделении проектирования на этапы, чтобы на каждом этапе анализировать организационно-технологические связи между элементами и производить сравнение этапных вариантов между собой или с базисным. Логика оптимизации ОТР состоит в следующем.

Первоначально собирают сведения о внутрикарьерном строительстве, документации по объемно-планировочным и конструктивным решениям, объемам работ, условиям их производства, ограничениям, связанным с деятельностью предприятия. Затем проводят анализ исходных данных и проектно-технической документации на объект; уточняют номенклатуру возможных к применению в данных условиях средств механизации, различных методов производства работ, технологическую последовательность их выполнения; возможности концентрации ресурсов, методы интенсификации производства отдельных видов и комплексов работ.

Важной оценкой вариантов ОТР является обоснование и выбор критерия оптимальности, в данном контексте - минимальные сроки работ и затраты. Наряду с выбранным критерием необходимо учитывать и показатели эффективности строительно-монтажных работ (СМР): время остановки участка карьера, уровень концентрации и использования ресурсов.

На следующем этапе переходят к разработке (выбору) возможных вариантов ОТР решений с учетом стесненности рабочих зон и других ограничений, обусловленных деятельностью предприятия. При этом обосновывают и определяют размеры монтажно-демонтажных участков, последовательность их включения в производство, методы строительных процессов, выбирают по техническим параметрам машины и механизмы, определяют их эксплуатационную производительность, степень совмещения и интенсивность выполнения СМР. Наряду с этим обосновывают схемы производства работ, определяют трудозатраты, затраты машинного времени, производят расчет и формирование звеньев и бригад. При разработке вариантов ОТР-решений составляют принципиальные схемы производства работ. Эти схемы отражают основные методы выполнения процессов, расположение оборудования и машин, порядок их перемещения по объекту строительства. Составленные схемы и принятые в них ОТР-решения являются основой для расчета технико-экономических показателей рассматриваемого варианта.

На следующем этапе выполняются операции по технико-экономической оценке каждого варианта решений по методам и средствам механизации СМР, использованию ресурсов, срокам производства работ. При окончательном выборе варианта принимается, обеспечивающий минимальные сроки СМР и затраты с учетом обеспечения выпуска руды карьером в установленных объемах. По окончательному варианту рассчитываются ТЭП.

УДК 622.271.333: 621.86.06

С.А. ФЕДОРЕНКО, ст. преподаватель; Ю.М. НАВИТНИЙ, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОБОСНОВАНИЕ ЕМКОСТНЫХ ПАРАМЕТРОВ СКАТНО-СЕКТОРНЫХ АККУМУЛИРУЮЩИХ СКЛАДОВ ОБЪЕДИНЕННЫХ УСТУПОВ

Вовлечение главного конвейера циклично-поточной технологии (ЦПТ) в транспортирование попутных ископаемых при конверсии рудника (переходе на целевую добычу нерудного сырья) требует согласования и установления определенного ритма чередования выдачи из карьера разнородного сырья (диверсифицированной минеральной продукции). Целесообразно обеспеченным это может быть за счет оптимизации размещения на концентрационном горизонте (горизонтах) накопительно-буферных складов и «пульсаций» их объемов. Устройство таких дополнительных складов и обслуживающего их оборудования требует соответствующих им площадок, что при существующих стесненных условиях большинства глубоких железорудных карьеров является наиболее сложной проблемой, затрудняющей повышение степени комплексного освоения недр при рассматриваемом направлении конверсии ГОКов.

Решения рассматриваемой проблемы существуют, но при рассматриваемой эволюции освоения месторождения возникает ряд специфических особенностей, которые требуют отдельного рассмотрения. В зависимости от конкретного решения, наличия или отсутствия дополнительных к конвейерному видов транспорта, габариты перегрузочных площадок определяются шириной, совокупной длиной штабелей и углами, обусловленными нормами вписывания железнодорожных путей, если таковые присутствуют. Учитывая наличие нескольких видов транспорта как неизбежное (хотя бы на переходном этапе), целесообразнее всего не игнорировать это и в соответствующих расчетах.

В схемах, предусматривающих удлинение площадок складов с учетом размещения передаточных конвейеров расчёты этого удлинения нужно производить с учетом: высоты оси главного барабана передаточного конвейера, расстояний от нижней бровки уступа до оси контактной сети, от оси контактной сети до оси железнодорожного пути, от оси ж.-д. пути до подошвы штабеля, от оси конвейера до крайней точки станции приводов, от верхней бровки уступа до места выхода оси конвейера на поверхность; а также - габарита приближенных строений и угла наклона борта карьера. Именно эти параметры учитываются в разработанной авторами методике.

При расположении КП со стороны выработанного пространства минимальная длина участка борта для размещения на нем КП и транспортных коммуникаций также может быть определена на основании предлагаемого алгоритма.

Как показали исследования, минимальная длина рассматриваемого участка обеспечивается в первом случае, но из условия минимизации объемов разноса борта и целиков предпочтительным является все же второй вариант, так как в этом случае эти объемы снижаются за счет частичного совмещения объемов разноса борта для создания конвейерной бермы и площадки для размещения КП.

Полный объем разноса рассчитывается как сумма объемов призм с непараллельными основаниями. Вместимость непосредственно предлагаемого скатно-секторного аккумулирующего склада определяется по специально разработанной автором методике. В рассматриваемых условиях (объединения уступов) скатно-секторный аккумулирующий склад целесообразно рассматривать как усеченную пирамиду, объем которой можно рассчитать по этой методике.

Предлагаемый подход значительно облегчает формализацию структурно-функционального комплекса, включающего в себя описанные объекты и процессы, что делает возможным оперативно оценивать эффективность различных комбинаций разрабатываемых решений при вариантном проектировании, ранжировать варианты по приоритетности и конкретно рассчитывать не только объемы целиков и дополнительного разноса борта карьера при размещении на нём перегрузочных комплексов, но и емкость аккумулирующих складов диверсифицированной продукции рудников при конверсии ГОКов.

УДК 330.115:338.95

С.В. ТКАЛІЧЕНКО, канд. економ. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький економічний інститут КНЕУ»
С.О. ФЕДОРЕНКО, ст. викладач, О.А. АКІМОВ, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ РЕСУРСНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ КОНВЕРСІЇ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ

В умовах ГМК виникає розбіжність між часом і місцем створення та використання виробничих ресурсів. Унаслідок цього створюється велика сума запасів, що призводить до зниження оборотності коштів і, як наслідок, виникають диспропорції розподілу продуктів. Тому необхідно створювати надійну систему формування запасів, на основі якої виробничий потенціал буде використовуватись раціонально. Оцінюючи ресурсний потенціал, треба брати до уваги всі складові взаємовпливу на макро- і мікрорівнях. За прийнятою в Україні методикою оцінка економічної ефективності виводиться з відношення обсягу національного доходу до сукупного обсягу матеріально-технічних, трудових і природних ресурсів. Для виведення цього узагальнюючого показника всі ресурси повинні мати об'єктивну економічну оцінку. Вартісну оцінку ресурсів здійснюють на основі статистичної звітності, яка не завжди є коректно розрахованою.

Важливою умовою ефективного функціонування виробництва є раціонально організований процес його технічної підготовки, який складається з елементів: функціонального, адміністративного, виробничого і нормативно-технічного. Основним елементом є функціональний, який на основі даних є інформаційною моделлю функціонального складу системи технічної підготовки, яку не завжди можна оптимізувати. Слід мати на увазі, що характер руху наявних ресурсів впливає на рівень завантаження обладнання. Взагалі рух ресурсів обумовлює значення кожного фінансово-економічного показника. При цьому вся виробнича система має бути класифікованою за специфічними ознаками. Найважливішою умовою оптимального формування структури виробничої програми є максимально рівномірна завантаженість усіх груп обладнання.

Аналіз матеріалів стосовно стану мінерально-сировинної бази, практики функціонування гірничорудних підприємств у структурі промисловості України та виявлений у цьому зв'язку ряд невирішених проблем дають змогу класифікувати першочергові основні завдання стратегії і тактики розвитку гірничорудних підприємств, спрямовані на раціональне використання їх потенціалу в умовах невизначеності і конфліктності ринкового середовища. Особливістю функціонування гірничовидобувних підприємств є значна тривалість освоєння виробничої потужності та експлуатації родовищ, складність виробничих процесів видобутку та переробки сировини.

Підприємство повинне бути поділеним на елементи, для кожного з яких формуються варіанти техніко-економічних показників. Регіональний аспект функціонування підприємств передбачає орієнтацію на сировинну базу, природні та трудові ресурси разом з урахуванням впливу виробництва на довкілля. На сьогодні максимальна виробнича потужність приймається на рівні проектної. У більшості випадків не враховуються зміни виробничої потужності за етапами експлуатації родовища. Разом з тим вона значно відхиляється від проектної, так як на стадіях проектування детально не розглядаються реальні гірничо-геологічні характеристики родовищ стосовно потенційних корисних копалин. Процес варіювання видобутку корисних копалин, у результаті переміщення фронту робіт та гірничо-геологічних умов, призводить до зміни тривалості циклу, що змінює показники інтенсивності. Вибір узагальнюючого критерію оцінки виробничої діяльності повинен враховувати проблему невідповідності локальних оптимумів за структурними підрозділами узагальнюючому, що визначається кінцевим продуктом комбінату.

Отже, технологічна замкнутість виробництва обумовлює специфічний підхід до формування оптимізаційної економіко-виробничої моделі, яка стає основою при розробці принципів управління поточною діяльністю.

На сучасному етапі критерії та методи оцінки гірничотехнологічних можливостей родовища корисних копалин повинні бути побудованими таким чином, щоб визначалася можливість своєчасного виявлення шляхів підвищення інтенсивності виробництва.

Багатоваріантні оцінки гірничих можливостей стають основою для визначення оптимальної виробничої потужності.

Разом з тим виникає необхідність ураховувати обмеження інвестиційних ресурсів, економічну ефективність експлуатації родовища, забезпечення необхідної якості сировинних ресурсів.

УДК 622.235

А.В. СОРОКОПУД, ст. преподаватель, Ю.М. НАВИТНИЙ, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

РЕАЛИИ ВОЗОБНОВЛЕНИЯ ОГНЕВОГО БУРЕНИЯ

Огневое разрушение пород в нашей стране наиболее масштабно применялось при бурении взрывных скважин в карьерах Кривбасса (ЮГОК, ИнГОК). В последующие годы от него отказались вследствие чрезвычайно подорожавших топлива и окислителя – кислорода, а также повышенной опасности работ. Вместе с тем, с разработкой новых термобуров с окислителем – воздухом, в западных странах эти технологии применяются все шире.

Установлено, что увеличение линейной и объемной скоростей бурения, при прочих равных условиях, можно достичь только увеличением мощности горелки. Для этого необходимо установить на станке компрессор 7ВВ-32/7 производительностью 32 м^3/мин вместо 6ВВ-25/8 (25 м^3/мин) с номинальным давлением 7.10 Н/м^2. Внутрикамерное давление – $P_к$=5.10 Н/м^2. Так как горелки предназначены для работы в обводненных скважинах глубиной до 20м, принимается статическое давление на срезе сопла P_0=1,5·10 Н/дм^2. Коэффициент избытка окислителя α=1. В расчетах определяются размеры камер сгорания и сопел для расхода воздуха в 25 и 32 м^3/мин. В расчете индекс 1 принимается для 25 м^3/мин, 2 – для 32 м^3/мин.

В соответствии с выполненными расчетами разработана конструкция нового термобура, в котором сжигаются керосин и воздух. Расчетные расходы форсунок — очень близки к реальным, замеренным практически. Максимальные отклонения, соответственно, для тангенциальной и шнековой составляют 3,6% и 5,6%. Тангенциальная форсунка дает угол распыления факела — 110-120^0, шнековая — 60-70^0. За счет этого недоиспользования камеры сгорания по длине тангенциальной форсунки составляет m=25 мм, шнековой – m=75 мм. При длине камеры 323 мм это составит для тангенциальной 7,7%, шнековой – 23,2%, а значит, в тангенциальной форсунке можно увеличить подачу топлива и тепловую мощность термобура. Тепловая мощность горелки не зависит прямо от объема камеры сгорания, поэтому увеличение мощности можно определить косвенно, по количеству сжигаемого горючего. Например, на рабочем режиме у шнековой форсунки поддерживается избыточное давление 25 кг/см, у тангенциальной – 13 кг/см, чему соответствует расход керосина 105,5 и 132,2 кг/ч. Тангенциальная форсунка — проще в изготовлении.

На испытания были представлены две модификации термобура – серийный со шнековой форсункой и серийный с тангенциальной форсункой и распределителем новой конструкции. Термобуры испытывались на бурении и котлообразовании в скважинах в одних и тех же по термобуримости породах. Испытания проводились в рудах: хорошо термобуримых (неокисленные магнетитовые кварциты f=18-20 и более); среднетермобуримых (магнетито-силикатные f=18-20); плохотермобуримых (магнетитовые кварциты с прослоями сланца и кварца).

В каждой из разновидностей пород станками СБК-400 были пробурены и расширены по 5–6 скважин каждым термобуром на разных режимах работы (разных расходах горючего). Критерием оценки эффективности термобуров при бурении является скорость бурения, при котлообразовании – диаметр котловых расширений при одинаковой линейной скорости (15 м/ч). Анализ полученных результатов позволяет сделать выводы:

Уменьшение количества горючего до 100 кг/ч приводит к резкому падению производительности, как при бурении, так и при котлообразовании. При бурении есть резерв повышения производительности за счет увеличения расхода горючего. Но подаваемого воздуха надо 32 м^3/мин., для чего понадобился бы термобур с большим объемом камеры сгорания, а, следовательно, и с большими габаритами. При котлообразовании с тангенциальной форсункой для максимального расхода воздуха (32 м^3/мин.) намечается предел повышения производительности. Со шнековой имеется резерв за счет меньшего расхода горючего. Термобур с тангенциальной форсункой дал большую производительность в сравнении со шнековой: при 132 и 116 кг/ч горючего на бурении, соответственно, в хорошо-, средне- и плохотермобуримых породах на 13, 23 и 23 %; при котлообразовании – на 2,1, 0,24 и 1,53 %.

UDC 622.1: 622.83+622.35

V. LEVYTSKYI, PhD of Tech.Sc., Zhytomyr State Technological University

THE IMPACT OF FRACTURING OF DIMENSION STONE ON OPTIMAL DIRECTION OF MINING

The most widespread methods of extraction hard dimension stone is fracturing creation methods based on split of rock massif. It is established that work costs in case of drilling split of granite along the direction of longitudinal cracks are twice less, than in perpendicular to it directly, and about 5 times less, than at an oblique angle. It is constrained with the directions of directive structures of the expiration of magma and quartz containing rocks with directions of linear aggregates of quartz grains.

Practice of dimension stone extraction on pits of magmatic rocks shows that in case at the choice of optimal split direction lines of dissidence during extraction blocks, all complex of important factors isn't always considered. In determination of directions of the best divisibility dimension stone the crucial role is played by the analysis of approximate texture which for each type of dimension stone and for each deposit is caused by natural minerals placement. Minerals are destroyed only certain crystallographic plane orientation in view of crystal lattices and applying tensile stress in a certain direction. The most effective stone splitting is achieved when the plane split in the direction close or coincide with the plane anisotropy. In case of observance of this condition high solidity of the separate block and the minimal roughness of its front surfaces is provided. High performance cutting process of dimension stone is possibility when cutting block plane oriented parallel to the longitudinal cracks. Therefore, rational direction of mining should consider the orientation of longitudinal cracks.

For today there is no commonly accepted methodology of assessment geological information for the purpose of forecasting of quality of dimension stone products which main indicator is the coefficient of an exit of marketable stone blocks. Therefore, for receipt the most reliable information about possible the coefficient of an exit of marketable stone blocks by the author is offered to accept for the main criterion an indicator of specific fracturing.

Explore the impact of this index on the best direction separating dimension stone blocks. For this purpose, on the basis of regularities orientation of cracks of natural separateness for Natalyevsky deposit, analyzed statistical measurements of fracturing and allocated zones of increased fracturing on the consolidating plan of a pit. Within a deposit rate of extraction blocks and their sizes can vary quite widely, so cost-effective mining it is necessary to consider these changes and to divide the field into sites with fixed values of these indicators. For increase in an exit of high-quality marketable blocks it is necessary for each site of deposit to make amendments to direction of development of the front of mining operations.

In a basis of studying of fracturing and discontinuities of Natalyevsky deposit, except geophysical research, were presented the results of direct supervision over them in the quarry walls, a core of wells, or petrographic shlifs (thin sections). Such complex analysis of materials allowed to allocate zones of tectonic fracturing.

In an analysis result of the obtained data it is established that orientation of the direction of development of mining operations on the Northern wall to a pit shall match an azimuth about 40^0, and in Western – with an azimuth about 10^0. Using the above researches allow to improve quality of dimension stone blocks and to increase output of marketable blocks from the rock massif.

Due to the modern development of digital technologies, which is being actively implemented in mining, the author offers to conduct a research of application of digital photogrammetry methods of surveying cracks.

They will give the possibility to determine geometrical parameters of structural separateness of the rock massif, to estimate coefficient of output of marketable blocks, to quickly plan further mining operations and to choose the rational direction of mining activities.

References

1. **Mosch, S.** Optimized extraction of dimension stone blocks [Text] / **S. Mosch, D. Nikolayew, O. Ewiak, S. Siegesmund** // Environmental Earth Sciences. – 2011. – Vol. 63, Issue 7-8. – P. 1911–1924. doi: 10.1007/s12665-010-0825-7.

2. **Markovaara-Koivisto, M.** MATLAB script for analyzing and visualizing scanline data [Text] / **M. Markovaara-Koivisto, E. Laine** // Computers & Geosciences. – 2012. Vol. 40. – P. 185–193.

3. **Levytsky, V. H.** Decorative stone block quality control based on surface digital photogrammetry [Text] / **V. H. Levytsky, R. V. Sobolevsky** // Scientific Bulletin of National Mining University. – 2014. – Vol. 6. – P. 58–66.

УДК 553.5.04

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

ДОСЛІДЖЕННЯ КОРОЗІЙНИХ ПЕРЕТВОРЕНЬ ДЕКОРАТИВНОГО КАМЕНЮ

В результаті вивчення механізму руйнування природного каменю при корозії було встановлено, що дослідження характеру руйнування окремих мінералів не дозволить отримати абсолютно точне уявлення про механізм корозії, так як на руйнування одного мінералу впливає корозія інших, тобто взаємодія проявляється не тільки на іонному і молекулярному, але й на мінеральному рівні. В результаті дослідження особливостей перебігу хімічних перетворень при руйнуванні природного каменю було встановлено, що під впливом води і речовин, що містяться в ній у зваженому, колоїдному і розчиненому станах, у камені можуть відбутися: розчинення, гідратація, окислювання, відновлення й гідроліз.

В результаті дослідження впливу вітру на інтенсивність корозії декоративного каменю, виконаного на монументі Слави (м. Житомир), який облицьовано Головинським лабрадоритом, було встановлено, що найбільша площа порушення поверхні спостерігалась для наступних азимутів 40-100° і 160-220°. Співставлення отриманих результатів з розою дощових вітрів м. Житомира показало, що отримані інтервали азимутів розміщення максимально порушених площ співпадають з напрямами домінуючих вітрів травня, червня і липня.

Проведений порівняльний аналіз способів оцінки корозійної стійкості декоративного каменю показав, що більшість критеріїв, які використовуються для оцінки цієї властивості, ґрунтуються на різних фізичних і хімічних характеристиках. Загальним недоліком наведених критеріїв оцінки корозійної стійкості декоративного каменю є те, що вони оцінюють стійкість декоративного каменю тільки до дії одного з факторів, в той час як природний камінь зазнає, як правило, комплексного впливу декількох. Тому досить актуальним є визначення універсального показника, який дозволить оцінити стійкість декоративного каменю до сумарного впливу шкідливих факторів оточуючого середовища. Але при дослідженні корозійної стійкості найбільш важливими показниками з точки зору експлуатації є швидкість корозії, тобто показник, який показує, наскільки на одиниці площі зразка зміниться його властивість за час дії шкідливого фактора. З урахуванням всіх вищенаведених міркувань пропонується швидкість корозії визначати як втрату ваги зразка з одиниці площі за певний проміжок часу: $k=(m_o- m_n)/ F\cdot n$, де k – швидкість корозії, (г/(м$^2\cdot$год.); m_o – вага зразка до випробувань, г; m_n – вага зразка після випробувань, г; F – площа поверхні зразка, м^2; n – тривалість випробувань, год.

Дослідження корозійної стійкості каменю в кислотному середовищі виявило, що втрата ваги зразків лабрадориту становить 0,3-3,7 % від початкової ваги, крім того спостерігається доволі значне збільшення втрати ваги (майже в 12 разів) внаслідок кислотної корозії зразків зі збільшенням тривалості впливу. Аналіз вищенаведених даних дозволяє зробити висновок, що зі збільшенням тривалості впливу сульфатної кислоти на лабрадорит збільшується швидкість корозії, яку можна спрогнозувати виразом $y = -7\cdot10^{-7}\cdot x^2 + 0{,}0019\cdot x + 0{,}2651$. Збільшення швидкості корозії відбувається менш динамічно, ніж утрата ваги зразками лабрадориту, так збільшення швидкості корозії за весь період досліджень становило всього 200% від початкового значення. Дослідження дозволило отримати математичну модель процесу корозії лабрадориту в лужному середовищі, яка має вигляд поліному другого порядку: $y = -0{,}1\cdot10^{-7}\cdot x^2 + 4\cdot10^{-5}x + 0{,}0371$

Аналіз результатів проведених експериментів дозволяє зробити ряд висновків: швидкість корозії лабрадориту є значно вищою в кислотному середовищі (приблизно в 21,4 рази); швидкість корозії протягом дослідження, як в лужному, так і в кислому середовищі збільшувалась, що непрямо свідчить про те, що корозія лабрадориту пов’язана з хімічною реакцією, яка протікає з хімічними елементами, що знаходяться в складі породи; інтенсивність корозії в лужному середовищі є меншою, ніж у кислотному (в середньому на 12%).

Дані дослідження продовжуються в напрямі удосконалення оціночних критеріїв а також удосконалення й універсалізації методів спостережень, реєстрації руйнувань та їх оцінки.

УДК 622.232.5:622.2

В.Я. КОРНІЄНКО, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування», м. Рівне

РОЗРОБКА БУРШТИНОВМІСНИХ РОДОВИЩ ГІДРОМЕХАНІЧНИМ СПОСОБОМ

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

При застосуванні гідромеханічного способу зменшуються експлуатаційні витрати, на 90-95% здійснюється вилучення бурштину з родовища та відсутній негативний вплив на навколишнє середовище за рахунок застосування віброгідравлічного інтенсифікатора, який видобуває бурштин без винесення породи на поверхню родовища.

Віброгідравлічний інтенсифікатор дозволяє створити віброкиплячий шар ґрунту та вилучити бурштин на поверхню родовища за рахунок сегрегації в шарі [1].

Дослідження сегрегації бурштину, які проведені в піщаних ґрунтах при створенні суцільного суспензійного середовища, вказують на те, що на процес випливання при дії вібрації та подачі в масив води і повітря діють архімедова та вібраційна сили. Встановлено експериментальними дослідженнями раціональну густину середовища (ρ_c = 1600-1800 кг/м^3), що досягається частотою коливання 30-35 Гц, амплітудою 1,07-2,5 мм, подачі повітря q_n = 0,004-0,006 м^3/год., при якій швидкість спливання бурштину v = 0,1-0,15 м/с [2].

Дослідження, проведені в глинистих ґрунтах [3], вказують, що на швидкість спливання бурштину впливає величина кусків бурштину (швидкість зростає зі збільшенням кусків) та оптимальна густина середовища. Оптимальна густина середовища, при якій досягається швидкість спливання бурштину v = 0,5-0,6 м/с складає ρ_c = 1450-1500 кг/м^3.

Проведений аналіз науково-технічної інформації дозволив виявити, що процес видобування бурштину знаходиться на етапі застосування енергомістких, з негативним впливом на навколишнє середовище, технічних засобів, які не забезпечують повного вилучення бурштину з родовища. Це в свою чергу вимагає удосконалення засобів для інтенсифікації процесу видобутку, при якому досягається вища продуктивність та ефективність, а також зменшення негативного екологічного впливу на навколишнє середовище.

Із аналізу превалюючих технологій встановлено, що на сьогодні вібраційний вплив на ґрунтовий масив вібраційної техніки дозволяє в піщаних ґрунтах видобувати бурштин за рахунок сегрегації в шарі, в ґрунтах інших категорій (наприклад, глинистих) – вібрація малоефективна. На швидкість підйому частинок при сегрегації впливає густина середовища, амплітуда та частота вібрації.

В Україні продуктивні шари залягання бурштину представляються піщаними ґрунтами на глибину до 15 м. Запаси бурштину - значні.

Одним із перспективних способів, який забезпечує повне вилучення з родовища бурштину, інтенсифікує процес та має мінімальний техногенний вплив на навколишнє середовище, є гідромеханічний. Для реалізації гідромеханічного способу в піщаних родовищах раціональним є робоче обладнання, яке включає віброснаряд з певним чином розташованими біконічними вібровипромінювачами. Зрідження масивів ґрунту віброснарядами вивчені недостатньо, тому широка реалізація останнього вимагає додаткових досліджень і обґрунтувань. Використання віброгідравлічного інтенсифікатора для видобутку бурштину дозволяє повністю вилучити останній з піщаних родовищ.

Список літератури

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

2. **Маланчук З.Р.** Results of experimental studies of amber extraction by hydromechanical method in Ukraine. /**Маланчук З.Р. Корнієнко В.Я. Маланчук Е.З., Христюк А.**// Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, том 3, № 10(81), 2016 с. 24-28 DOI: 10.15587/1729-4061.2016.72404

3. **Романовський О.Л.** Дослідження флотаційних властивостей бурштину / **Романовський О.Л., Кирикович В.Д.** // Вісник УДУВГП, - Рівне, №2(26), 2004. - С.323-328.

УДК 622: 658.011.56

Е.Ю. НАРЫЖНОВА, преподаватель кафедры «Горные работы».
Белорусский национальный технический университет

ПРИМЕНЕНИЕ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ПОДСЧЕТА ОБЪЕМОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

В современном мире все больше предприятий, которые занимаются вопросами геологической разведки и изысканий, используют в своей работе специальные программные средства и информационные системы. Использование подобных систем позволяет значительно ускорить процесс обработки и анализа информации, автоматизировать процессы обработки и интерпретации данных геологической разведки, а также использовать их для моделирования.

Перспективной информационной технологией, осуществляющей сбор, накопление и обработку информации, как о месторождении, так и об инфраструктуре горнодобывающего предприятия является геоинформационная система K-Mine.

Круг вопросов, решаемых современными ГИС, постоянно расширяется по мере развития и совершенствования математических методов описания геологической среды и процессов, которые в ней происходят.

Основной целью работы являлось изучение способов автоматического подсчета объемов полезных ископаемых с использованием ГИС K-Mine..

Объемы работ, подсчитываемые при проектировании карьера, служат основанием для принятия технических решений по выбору способа выполнения работ и расчета комплекта машин, составления очередности и организации производства работ, определения их стоимости и продолжительности.

Объемы земляных работ определяют также в процессе эксплуатации карьера, например, при промежуточной оценке выполненных работ.

В качества исходного материала для геометрического анализа используется топографические план месторождения с нанесенными изомощностями вскрышных пород и полезного ископаемого, а также границами карьера.

Особенностью расчета объемов в ГИС K-Mine является то, что первоначальным этапом есть построение двух триангуляционных поверхностей для нового и старого положений уступа, которые имеют в качестве линии разделения – контур расчета.

Триангуляционные поверхности строятся на основании данных всех объектов, входящих в каждую категорию слоев (положений). Задача используется для расчета объемов сложных блочных фигур, состоящих из объектов разного типа, которые могут находиться в нескольких разных слоях, уступах и имеют сложный профиль разреза.

Далее выполняется операция пересечения их с вертикальными плоскостями и определение контуров фигур, описывающих эти сечения.

В дальнейшем решение задачи сводится к подсчету объемов методом поперечных разрезов.

При этом формируется пакет отчетной документации (расчетная таблица с показателями расчета площадей и объема по каждому сечению, а также графическое представление каждого разреза в заданном масштабе) и выполняются все необходимые построения.

По полученным данным строятся график режима горных работ.

Для этого по оси абсцисс графика откладываются этапы горных работ, по оси ординат – приращения объемов при единичном перемещении рабочей зоны карьера.

С помощью графиков режима оценивается возможная по горнотехническим условиям производительность карьера, объёмы горно-капитальных работ, производится регулирование текущих коэффициентов вскрыши, составляется календарный график горных работ.

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

УДК 626.873.3

В.И. СЕНКЕВИЧ, старший преподаватель кафедры «Горные работы»,
Белорусский национальный технический университет, Беларусь

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЭКСКАВАТОРОВ С НИЖНИМ ЧЕРПАНИЕМ

Массовое использование экскаваторов с нижним черпанием при разработке месторождений полезных ископаемых требует однозначного подхода к определению высоты разрабатываемого уступа, ширины заходки, ширины рабочей площадки, бермы безопасности и т.д.

В нормативных документах эти параметры рекомендуется определять, исходя из максимальных конструктивных параметров экскаватора (глубины черпания и радиуса черпания). Однако, при работе боковым забоем на уступе экскаваторы с нижним черпанием не могут обеспечить безопасную работу с максимальной глубиной черпания, а радиус черпания значительно меняется с изменением глубины черпания (от максимального – к минимальному), а значит в любой момент времени изменяется расчетная величина ширины заходки.

Расчет параметров системы разработки обоснованно и однозначно предлагается вести для всех марок экскаваторов по траектории движения ковша (рис. 1), исходя из свойств разрабатываемых пород в следующей последовательности:

от опорной поверхности гусеницы проводим линию под углом естественного откоса для разрабатываемой породы до пересечения с траекторией движения ковша экскаватора;

точку пересечения сносим на вертикальную и горизонтальную оси; получаем максимально возможную глубину безопасной разработки и соответствующий ей радиус черпания экскаватора;

по полученным значениям по известным формулам рассчитываются ширина заходки, берма безопасности и ширина рабочей площадки.

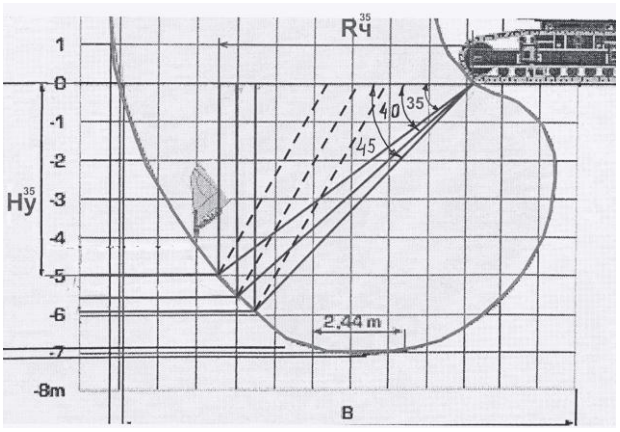


Рис. 1. Определение параметров систем разработки

Предлагаемая методика позволит вести горные работы с постоянными параметрами системы разработки (A, $Ш_{р.п.}$), независимо от изменения глубины разрабатываемой залежи, укладывающуюся в максимально полученную по расчету (в данном диапазоне).

В настоящее время выпускаемые экскаваторы при одних параметрах ходовой части могут иметь различные значения длины стрелы и рукояти.

Хотелось бы отметить, что увеличение конструктивных параметров экскаватора (длины стрелы и рукояти) не дают пропорционального увеличения расчетных значений глубины и радиуса черпания.

Это увеличение составляет 0,6-0,7 от величины, на которую возрастают параметры экскаватора.

Поэтому, для увеличения высоты разрабатываемого уступа следует рекомендовать вести разработку уступа экскаватором двумя подуступами.

В то же время при разработке верхнего подуступа при верхнем черпании экскаватором, оборудованным обратной лопатой, снижается его производительность.

Для уменьшения снижения общей производительности экскаватора высоту верхнего подуступа следует принимать не более высоты нижнего подуступа.

При работе двумя подуступами осуществляется нижняя погрузка в транспортные средства.

Это требует проверки максимального радиуса разгрузки экскаватора на возможность осуществления погрузки при принятой расчетной высоте нижнего подуступа.

УДК 622.28.044

Е.Н. ШВЕЦ, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
С.И. ЛЯШ, С.И. КОРНИЯШИК, инженеры
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ДРОБЛЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАБОТЫ КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Одним из основных технологических процессов при добыче полезных ископаемых на карьерах Кривбасса, являются буровзрывные работы. Качественное выполнение буровзрывной подготовки скальных пород позволяет снизить затраты на добычу полезного ископаемого и обеспечивает эффективную эксплуатацию комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) карьеров.

Увеличение интенсивности дробления породного массива взрывом влечет за собой дополнительные затраты на буровзрывные работы, однако увеличивается производительность горнотранспортного оборудования и уменьшаются затраты на дальнейшую переработку полезного ископаемого. Гранулометрический состав горной массы влияет на эффективность всех технологических процессов в карьере. Применительно к комплексам ЦПТ представляет интерес влияние кусковатости исходной горной массы на процессы погрузки и автомобильной доставки.

С увеличением степени дробления породы и коэффициента разрыхления возрастает эффективность работы экскаваторов в забое. Существует оптимальный коэффициент разрыхления пород, который соответствует минимальным затратам на буровзрывные работы при достижении величины сопротивления пород копанию соответствующей номинальному режиму работы экскаваторов. Снизить категорию трудности экскавации породы возможно путём обеспечения заданной степени её разрыхления и кусковатости $d_{ср}$.

Расчёты показывают, что для условий Криворожского железорудного бассейна возможно снижение категории породы по трудности экскавации путём обеспечения коэффициента разрыхления, равного 1,3-1,4 и кусковатости 40-60 мм. Величина номинального удельного усилия копания у современных моделей механических лопат составляет в среднем 0,3-0,33 МПа. Это соответствует номинальному режиму их работы, что требуется учитывать при подготовке пород к экскавации с помощью буровзрывных работ.

Увеличение диаметра среднего куска горной массы и выхода негабаритных кусков обусловливает повышение дисперсии времени погрузки и увеличение времени на разборку и сортировку забоя, на аварийные ремонты экскаватора. В результате снижается ритмичность погрузочно-транспортного процесса и увеличиваются простои автосамосвалов в ожидании погрузки. Снижение производительности автосамосвалов наиболее существенно при величине $d_{ср}$ больше 500-1200 мм для автосамосвалов грузоподъёмностью 130 тонн. Это объясняется тем, что указанным интервалам значений диаметра среднего куска горной массы соответствует больший выход негабаритных фракций, существенное увеличение времени цикла погрузки, снижение коэффициента экскавации и ритмичности погрузочно-транспортного процесса. При $d_{ср}$ больше 500-1200 мм основным фактором снижения производительности является уменьшение коэффициента экскавации ($к_э$). Снижение производительности происходит ступенчато по мере того, как уменьшение $к_э$ приводит к увеличению числа циклов погрузки. Для оценки степени влияния на производительность автосамосвалов качества рыхления горной массы при различном сочетании горнотехнических условий эксплуатации принят коэффициент влияния кусковатости, равный отношению производительности при данной кусковатости горной массы к производительности при существующей крупности горной массы в забое. В ходе исследований было установлено, что при изменении величины $d_{ср}$ больше 500-1200 мм производительность экскаватора и автосамосвала снижается на 8-20 %.

Выполненные исследования показали, что большое влияние на эффективность технологических процессов ЦПТ карьеров Кривбасса оказывает кусковатость горной массы, поступающей с одной технологической операции на другую; было установлено, что при изменении величины $d_{ср}$ больше 500-1200 мм производительность экскаватора и автосамосвала снижается на 12-30 %.

УДК 622:239.42

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
С.В. КАЛЬЧУК, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Житомирский государственный технологический университет»

РАЗВИТИЕ ПРИНЦИПОВ И АППАРАТНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ СУБДИНАМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРУШЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ СРЕД

В ряде технологий, особенно при добыче природного камня из крепких горных пород, возникают потребности особо точного раскола кристаллической среды по заданным плоскостям, для чего авторами были разработаны устройства и способы, позволяющие создавать наиболее благоприятные для этого режимы субдинамического нагружения массива. При этом первой фазой нагружения является квазистатическая, второй – субдинамическая.

Существуют взрывные способы и гидросиловые устройства, принцип работы которых основывается на гидроударе, но они имеют крайне узкий диапазон формируемых усилий и не позволяют произвольно, в широких пределах задавать значения создаваемых импульсных нагрузок вследствие кратковременности активных фаз и практической несжимаемости применяемого в них рабочего тела – жидкости. При этом кристаллическая среда – просто разбивается. При невзрывных технологиях, например, буроклиновых, вследствие слишком медленно нарастающих напряжений, микротрещины с среде начинают разрастаться опережающим темпом и она раскалывается не строго в плоскости, компланарной ряду скважин, *а* – произвольно.

Таким образом, стояла задача разработки способа и устройства, обеспечивающих создание усилий в режиме, близком к взрывному, с возрастанием напряжений в нагружаемой породе достаточно быстро, но в то же время который не сопровождался бы возникновением в ней интенсивных упругих волн.

Поэтому авторами был разработан комплекс (способ и устройство) направленного разрушения массива по заданным плоскостям, лишенный недостатков описанных выше способов и в то же время сочетающий в себе главные достоинства статического и динамического нагружения твердой среды в рассматриваемом контексте (патент Украины № 98063084; «Способ создания регулируемых усилий для раскола горных пород и устройство для его осуществления»).

Конкретно задача сводится к обеспечению такого режима нагружения породы, при котором поле напряжений в массиве формируется в течение t_p=0,2÷1,5 с, а не за миллисекунды, как при высокодинамическом нагружении (взрывном), t_p=5-15 мин. (гидроклиньями) и не на протяжении t_p=15÷30 часов, как при нагружении статическом (с помощью НРС).

Как показывает анализ примеров решения прикладных задач термодинамики, добиться поставленных целей возможно только при использовании в качестве рабочего тела в силовых устройствах газовой смеси. В результате этого и было разработано пироклиновое устройство (пироклин) оригинальной конструкции, принцип работы которого основан на двухстадийном сжигании твердого и жидкого топлив, газообразные продукты сгорания которых являются рабочим телом, а режим создания им усилий в породе – максимально соответствует наиболее благоприятному для откола блоков.

Для расширения возможностей данной технологии и временно́го диапазона в динамике нагружения направленно раскалываемой минеральной среды авторы разработали и в настоящее время активно развивают и совершенствуют новый комплекс теоретического обоснования и аппаратного обеспечения реализации способа создания регулируемых субдинамических нагрузок, принципиально отличающегося от традиционных и в значительной степени от раннее разработанных авторских. При этом работоспособность и эффективность устройств для реализации субдинамической технологии обеспечивается включением в их конструкцию бустерно-силовых узлов и пневмогидравлических фильерно-камерных элементов.

Это обеспечивает практически полное покрытие недосягаемого до того диапазона между статическим и динамическим режимами воздействия на различные среды и объекты, смыкая их в непрерывный континуум, а тем самым решая неразрешимую до того исключительно актуальную для горных, в первую очередь, а также для ряда других технологий проблему обеспечения реализации и доступности неограниченного в отношении динамичности силового варьирования создаваемых нагрузок.

УДК 622.235

Є.М. ШВЕЦЬ, канд. техн. наук, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ У ГРАНУЛОМЕТРИЧНОМУ СКЛАДІ ПОДРІБНЕНИХ ВИБУХОМ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Кускуватість гірської маси – це інструмент, що вказує на якість подрібнення порід. Одночасно – це інформація, що дозволяє пов'язати між собою всі виробничі процеси. Саме тому цей інструмент треба максимально вдосконалити, щоб можливим було отримувати інформацію з мінімальними похибками. На даний час запропоновано значну кількість методів визначення кускуватості. Переважна більшість досліджень, присвячених розрахунку кускуватості, показують, що кумулятивна крива кускуватості краще описується рівнянням Розіна-Раммлера, в якому коефіцієнт рівномірності подрібнення за даними літературних джерел коливається в межах 1-1,25.

У рівнянні Розіна-Раммлера показник рівномірності подрібнення *n* змінюється для різних обставин виконання робіт і встановлення його може бути виконано лише після вимірювання кускуватості. Саме вивчення меж існування цього коефіцієнта і методів його розрахунку є актуальною задачею.

У процесі досліджень було проаналізовано фактичні показники гранулометричного складу, які були наведені в публікаціях різних авторів, монографіях, учбових посібниках, але спочатку проаналізовано матеріал лабораторних досліджень підривання шаруватих піщано-цементних моделей (в кількості 40 штук), в яких всі прошарки мали однакову міцність, але були розташовані по різному відносно укосу уступу і видовженого заряду. Іншими словами, моделювалась одна і та ж порода, але орієнтація прошарків породи була різною.

Дослідженнями встановлено, що зміна взаємного розташування прошарків, укосу уступу і заряду ВР приводить до зміни середнього розміру куска подрібненого матеріалу і коефіцієнта *n* в широких межах;а також, чим не сприятливішими є умови підривання, і в результаті – більший розмір середнього куска – тим менше значення коефіцієнта *n*. Сприятливими умовами слід вважати розташування крутопадаючих прошарків (60-90°) майже паралельно укосу уступу, або ж похилопадаючих (0-20°) – вхрест укосу уступу, тобто – майже перпендикулярно йому. Несприятливими умовами слід вважати падіння прошарків в бік укосу уступу під кутами 30-50°, або ж вхрест укосу під кутами 35-80°.

Результат аналізу розрахунку коефіцієнта рівномірності подрібнення показав, що він змінювався від 0,34 до 1,87. А також спостерігається тенденція, що при збільшенні цього коефіцієнта середній діаметр куска у розвалі гірських порід зменшується.

Нами наведено декілька характерних прикладів кривих гранулометричного складу отриманих прямими вимірюваннями (фактичні значення) і розрахунками за рівнянням Розіна-Раммлера (теоретичні значення).

Для побудови кривих нами були використані значення підривання моделей та промислових даних розподілу гранулометричного складу гірської маси. Майже збігання фактичної та теоретичної кривих говорить про високу ефективність прогнозу при користуванні отриманими значеннями коефіцієнта рівномірності подрібнення для подальшого керування якістю подрібнення.

В процесі дослідження були випадки незбігання фактичної та теоретичної кривих.

Це свідчить про неякісність самих вимірів, наприклад, що обміру підлягала невелика площа поверхні подрібнених порід, або ж сама площа виявилась нехарактерною.

Після виправлення неякісної інформації новоутворені криві співпали.

Таким чином, значення коефіцієнту рівномірності подрібнення порід є інформацією, яка повинна підлягати постійному контролю і визначенню.

Нами встановлено, що коефіцієнт рівномірності подрібнення в рівнянні Розіна-Раммлера є величиною змінною для однієї породи в межах кар'єру, де вона розробляється, при цьому зміна будь-якої зі складових умов виробництва (наприклад, нова ВР) потребує уточнення значення коефіцієнта *n*. Встановлено, що при мінімальних значеннях коефіцієнта рівномірності, якість подрібнення – найгірша.

УДК 626.873.3

Ф.Г. ХАЛЯВКИН, канд. техн. наук, доц. кафедры «Горные работы»,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ОСУШЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ДРЕНАЖНЫМИ ТРАНШЕЯМИ

Осушение (дренаж) обводненных месторождений полезных ископаемых является одним из важнейших процессов подготовки горных пород к выемке, проводится с целью возможности применения в карьере машин и механизмов, обеспечения необходимого качества добываемого сырья и обеспечения безопасности проводимых в карьере работ.

При строительстве карьеров на месторождениях с обильными естественными запасами подземных вод, приуроченных к песчано-глинистым отложениям, в период вскрытия пласта полезного ископаемого разрезной траншеей для уменьшения водопритоков в нее в настоящее время применяют заградительный дренаж в виде контурной системы скважин, пройденных со стороны нерабочего борта карьера. При недостаточной эффективности одноконтурной системы применяют двухконтурную установку скважин на обоих бортах разрезной траншеи. В мощных водоносных горизонтах в целях снижения напоров по нормам к нерабочему борту иногда строят горизонтальные скважины, а в его основании для перехвата потока подземных вод прокладывают прибортовой открытый канал или закладывают закрытую горизонтальную дрену.

Большинство из вышеперечисленных способов дренажа водообильных месторождений полезных ископаемых предусматривают строительство водопонижающих скважин, применение которых имеет ряд недостатков: высокая стоимость строительства и эксплуатации, перенос скважин по мере подвигания фронта работ, неполный перехват грунтовых вод и др. Между тем известно, что любая горная выработка, в том числе и разрезная траншея (далее – траншея), является в той или иной степени дренажным сооружением, снижающим уровень грунтовых вод на расстояние радиуса их влияния.

В связи с этим предлагается технология дренажа водообильных и сравнительно больших по площади месторождений строительных горных пород с помощью двух и более разрезных траншей. Кроме траншей, соединенных каналом, в состав дренажной системы входят водосборник (зумпф), насосная станция, водоотливной канал, водоприемник, фильтрующий слой и водоперехватывающий канал.

Система работает следующим образом. Вода, поступающая из разрабатываемого массива, движется по фильтрующему слою, поступает в канал и отводится в водосборник. По мере наполнения водосборника автоматически включается насосная станция и вода откачивается на поверхность в водоотводной канал, по которому самотеком отводится в водоприемник.

Основные расчеты данной системы сводятся к определению расстояния между разрезными траншеями, величины потока воды в каждую из траншей, мощности привода насосной станции, выбору марки двигателя и насоса.

Расстояние между траншеями и величину притока воды в них в зависимости от водно-физических свойств горных пород следует определять по формулам, полученным на основании обобщенного уравнения Буссинеска. Приведенные в качестве примера расчеты этих величин: при глубине траншей 12 м, первоначальном напоре воды 10 м, глубине воды в водоотводном канале 0,2 м, коэффициенте фильтрации грунта 9 м/сут., коэффициенте водоотдачи породы 0,25 расстояние между траншеями составило 58 м.

Для траншей несовершенного типа их осушающее действие – сильнее и расстояние между ними можно увеличить на 20-30 %. Важным показателем при проектировании и строительстве является определение притока воды в траншею, по величине которого следует производить расчеты насосной станции с выбором марки насоса и мощности привода насоса для откачки воды из водосборника (зумпфа). Приток воды в траншею в первую очередь зависит от ее напора и фильтрационных свойств горной породы. Для определения этой величины необходимо рассчитать длину и ширину траншеи.

Проведенный при тех же исходных данных расчет показал, что длина траншеи составит 156 м, а ее ширина – 25 м при работе автомобильного транспорта с нижней погрузкой и кольцевым разворотом машин.

UDC 621.791:622

Dr. M. ZAOUI, Dr. C. FARSI, Université de M'sila, ALGERIE
Dr. S. JOUKOV, Université Nationale de Krivoï Rog. UKRAINE

ANALYSE DES DEFAUTS DANS LES SOUDURES

Les joints soudés sont toujours des zones privilégiées pour l'apparition des défauts et l'exigence en termes de sécurité, pour ce type d'installations, rend donc indispensable l'étude de la rupture dans ces composants. Les concepts de la mécanique de la rupture et plus particulièrement les approches globales telle que l'intégrale J de Rice, sont utilisées pour analysé la nocivité des défauts dans les assemblages soudés. Le but de ce travail est d'étudier les différents paramètres (liés aux caractéristiques mécaniques des matériaux, à la géométrie du joint soudé et à la géométrie de l'éprouvette) qui interviennent en même temps, pour expliquer les phénomènes de la déchirure ductile et apporter une contribution à l'étude de cette déchirure ductile dans un joint soudé afin de développer une méthode d'analyse adaptée à ce type de jonction. Pour une meilleure compréhension des processus conduisant à la déchirure ductile des structures soudées, nous avons vérifié deux approches de la mécanique de la rupture: une approche globale (J, CTOD) et une approche locale (R/R0). Trois aspects ont été abordés: une étude bibliographique, une étude expérimentale et une simulation numérique. L'étude expérimentale va permettre de déterminer les caractéristiques mécaniques, ainsi que les résistances à la déchirure ductile à la température ambiante, du métal de base (MB), métal fondu (MF) et de la zone affectée thermiquement (ZAT) prélevés à partir d'un joint soudé réalisé dans des conditions représentatives des fabrications industrielles. La modélisation numérique a mis en évidence la complexité de la caractérisation de la déchirure ductile dans le cas des joints soudés. Néanmoins, ce travail nous permet de vérifier:

- L'influence des caractéristiques mécaniques du métal de base, dans le cas d'un taux d'overmatching important, sur le comportement global de ce type de structures (les évolutions de la charge, de l'intégrale J, du CTOD, des zones plastiques, ...).
- La sensibilité du taux de croissance des cavités R/R0 à tout changement dans les champs des contraintes et des déformations au fond de la fissure.

Nôtre étude expérimentale porte sur un acier au C-Mn A48 utilisé pour la fabrication des citernes à gaz et les circuits vapeur vive principal. Les procédés de soudage utilisés sont, le soudage manuel à l'électrode enrobée et le soudage automatique à l'arc.

Les essais de traction ont été conduits pour la détermination des caractéristiques conventionnelles et rationnelles de traction dans les trois zones constituant le joint soudé, les essais ont été effectuées à température ambiante, sur des éprouvettes prélevées conformément aux normes AFNOR.

De manière à pouvoir réaliser des essais en pleine épaisseur dans la ZAT, il était nécessaire de réaliser des joints en K en plus des joints en X.

Ces essais ont été réaliséss sur une machine universelle d'essai électro-hydraulique asservie IBERTEST de capacité 4000 daN en statique et 3300 daN en dynamique.

Cette étude sur la déchirure de l'acier au carbone manganèse (nuance A48), qui repose sur une grande base de données expérimentale, a permis d'obtenir des résultats intéressants aussi bien en expérimentation qu'en modélisation. Ce travail a permis d'étudier les différents paramètres (liés aux caractéristiques mécaniques des matériaux, à la géométrie du joint soudé et à la géométrie de l'éprouvette) qui interviennent en même temps, pour expliquer les phénomènes de la déchirure ductile et apporter une contribution à l'étude de cette déchirure ductile dans un joint soudé afin de développer une méthode d'analyse, adaptée à ce type de jonction. L'étude expérimentale nous a permis de déterminer expérimentalement les caractéristiques mécaniques, ainsi que les résistances à la déchirure ductile à la température ambiante, du métal de base (MB), métal fondu (MF) et de la zone affectée thermiquement (ZAT) prélevés à partir d'un joint soudé réalisé dans des conditions représentatives des fabrications industrielles. La modélisation numérique a mis en évidence la complexité de la caractérisation de la déchirure ductile dans le cas des joints soudés. Néanmoins, ce travail nous a permis de conclure que le taux de croissance des cavités R/R0 est sensible à tout changement dans les champs des contraintes et des déformations au fond de la fissure. L'approche locale semble être une alternative valable pour l'étude de la déchirure ductile dans le cas des joints soudés. Cette approche nécessite une modélisation prenant en considération l'hétérogénéité de la structure.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф.; О.А. ТКАЧЕНКО, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
С.С. ТКАЧЕНКО, директор ООО «Укрспецолива»

ПЕРСПЕКТИВИ ЗАСТОСУВАННЯ НОВИХ БЕЗВОДНИХ ЕМУЛЬСІЙ У КАР'ЄРАХ

Емульсійні вибухові речовини (ЕВР): Україніт ПП-2Б, Емоніт-Н, Анемікс-70 і Анемікс-80 є найпопулярнішими в дослідженнях вибухових робіт у кар'єрах Кривбасу. Основа тому – їхні технологічні характеристики: відповідність жорстким екологічним стандартам, водостійкість, високі: енергетика, щільність заряджання і швидкість детонації. У 2015 р вийшла у світ стаття одного з авторів цієї доповіді (С.С. Ткаченка) про розроблену ним першу вітчизняну безводну ЕВР. За рубежем, такі ЕВР справедливо називають «емульсії типу розплав у маслі». В конкретних зразках таких ЕВР заміною води, для зниження температури плавлення, застосовують: карбамід, мурахокислий аммоній, мурахокислий натрій**,** або ацетат амонію.

Підприємством ООО «Укрспецолива» розроблено емульгатор, що дозволяє виготовляти ЕВР без води. До складу такої вітчизняної ЕВР входять: емульгатор, горючі компоненти – нафтопродукти, а також аміачна і натрова, або кальцієва селітри. Чітко кажучи, ці ЕВР утримують у своєму складі воду – у селітрах. Так, наприклад, гранульована аміачна селітра, згідно ГОСТ 2-85 утримує до 0,3% води. Саме ця вода і присутня у вітчизняній безводній ЕВР, але така кількість звичайно не враховується у технічних розрахунках. Властивості такої емульсії відрізняються від тих, які застосовуються для виготовлення існуючих у Кривбасі ЕВР.

На основі нових безводних емульсій можна отримати ЕВР з теплотою вибуху понад 3800 кДж/кг і об'ємом вибухових газів до 850 л/кг. Густина зразків емульсії за температури $+20^0$С складає 1470-1480 кг/м^3. За вказаними показниками ці емульсії порівнюються з тротилом і можуть використовуватись для виготовлення патронованої продукції для свердловинних бойовиків з дотриманням принципу, що ініціатор повинен мати кращі вибухові характеристики, ніж ініційований заряд. В той же час, якщо не охолоджувати емульсію до $+20^0$С, а лише до $+90^0$С, вона за консистенцією є такою ж, як сучасні ЕВР, що застосовуються у кар'єрах Кривбасу для заряджання вертикальних свердловин діаметром 0,254 м. В такому стані вона може бути газифікована звичайними методами, наприклад, нітридом натрію, і застосовуватись у вертикальних свердловинах. Обов'язковим при цьому є застосування синтетичного рукава.

Сенсибілізована мікросферами і охолоджена до $+20^0$С емульсія за консистенцією нагадує тісто і тому не може перекачуватись звичайними насосами, які застосовуються для існуючих ЕВР. За умов оптимальної кількості мікросфер емульсія детонує у заряді діаметром 8мм, а у заряді діаметром 5 мм – не детонує. С.С. Ткаченком створено пристрій для заряджання шпурів, а також патронування вітчизняної емульсії. Подача емульсії до місця зарядних робіт виконувалась зарядним рукавом довжиною 10 м і зовнішнім діаметром 32 мм. Продуктивність заряджання (швидкість подачі ЕВР у шпур діаметром 50 мм) у горизонтальні шпури складала 5 кг/хв., у вертикальні, знизу-вверх – 1кг/хв. Довжина експериментальних шпурів складала 3-4 м.

Отже, за умов +20°С – орієнтир використання безводної емульсії: виготовлення з неї патронів різного призначення. За умов охолодження до +90°С – заряджання вертикальних свердловин для подрібнення порід. Розрахунок показує, що її підвищені технічні характеристики дозволять розширити відстань між рядами свердловин і свердловинами в ряду на 0,5 м. Це забезпечує зменшення витрат на бурові роботи на 12%, а на вибухові, з урахуванням що сама ЕВР без води, а лише із селітр і нафтопродуктів буде трохи дорожчою, – близько 16% економії. Виникає задача реконструкції існуючих нині комплексів з виготовлення ЕВР для переходу на нові безводні емульсії. Для впровадження розробленої вітчизняної емульсії необхідно в установленому порядку отримати дозвіл на експериментальні роботи з випробування її у кар'єрах. Попередньо ж необхідно скласти техніко-економічне обґрунтування, з якого було б зрозуміло, який економічний ефект може отримати гірниче підприємство від застосування розглянутої безводної емульсії, а також оцінити термін окупності такого зарядно-експлуатаційного комплексу.

УДК 622.235

О.В. ШАПУРІН, д-р техн. наук, проф., А.С. ВИЛОБКОВ, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

БУРІННЯ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН У КАР'ЄРАХ ЗАРУБІЖЖЯ

Одним з основних напрямків покращення виробничих показників бурових робіт у кар'єрах зарубіжжя є вдосконалення свердлового інструменту. Рекомендації з вибору раціональних значень витрат стиснутого повітря, розмірів сопла і штанг для кожного розміру долота зарубіжні фірми дають з урахуванням щільності гірських порід. В якості критерію, що визначає якість очистки вибою свердловини від бурової дрібноти, використовується величина швидкості потоку повітря у затрубному просторі. В залежності від щільності порід рекомендується застосовувати швидкість потоку: 17,8; 20,3; 25,4; 30,5; і 42,6 м/сек., для порід відповідно: надто високої щільності, дуже високої щільності, високої щільності, середньої і малої щільності. Раціональна витрата стиснутого повітря через опори долота (з точки зору задовільного охолодження підшипників) забезпечується встановленням у долоті продувочних сопел (або сопла, якщо воно у долоті – одне) з рекомендованим діаметром. Чим менше діаметр продувочних сопел, тим більше опір повітрю під час продувки, і, відповідно, збільшується обсяг повітря, що поступає в опори шарошок, охолоджуючи їх і, одночасно створюючи перепону для попадання шламу у підшипники, тим самим збільшуючи термін служби доліт. Вважається доцільним направляти на охолодження опор шарошкових доліт біля 20% всього повітря, яке подається на продувку.

З метою створення більш сприятливих умов роботи підшипників шарошкових доліт і збільшення терміну їх служби, широке застосування находять пристрої, що захищають опори шарошок від попадання у них бурового шламу (зворотні клапани). Так, наприклад, випускаються зворотні клапани із запірним елементом у вигляді пелюстка, який встановлюється у верхній частині ніпельної порожнини долота. Зворотній клапан надійно розділяє ніпельну порожнину долота від внутрішньої порожнини бурової штанги.

Досвід експлуатації верстатів шарошкового буріння свідчить про ефективність подачі масла в опори шарошкових доліт. Так, у кар'єрі «Палабора Майнінг» (Південна Африка), до свердлових верстатів додатково пристосували насоси для подачі масла у магістраль подачі води, що використовувалась для пилеподавлення. При цьому витрата масла становила до 15 л/год, за умов витрати води і повітря, відповідно: 9л/хв. і 23,2м^3/хв. Упровадження цієї пропозиції дозволило збільшити термін служби доліт, при цьому по кар'єру «Палабора Майнінг» споживання доліт скоротилось на 50%.

Значну кількість шарошкових доліт різних типів випускає японська фірма «Тсукамото Сейко». Долота цієї фірми характеризуються високою якістю, про що свідчать наступні результати, отримані під час виконання бурових робіт. Середня проходка на долото А-80 під час виконання бурових робіт (діаметр 381 мм) в гематитових рудах в кар'єрі фірми Хамерслі (Австралія) склала 4130 м, а середня швидкість проходки – 25,8 м/год. В той же час з долотами А-60 отримані наступні показники: середня проходка – 3000 м, а середня швидкість буріння – 27,3 м/год. В кар'єрі фірми «Сідварангер» (Норвегія), що розробляє родовище таконіту, отримані наступні результати: А-80 – проходка 1817 м, середня швидкість буріння – 21,25 м/год; для А-60: середня проходка – 953 м, середня швидкість буріння – 19,3 м/год. В інших кар'єрах США, Канади, Ліберії, ПАР долота діаметром 381 мм і більше за показниками перевершують інші долота. З метою підвищення ефективності виконання бурових робіт у кар'єрах, часто зустрічається технічне рішення з розташування силового і робочого обладнання на поворотній платформі, що дає можливість з одного положення свердлового верстата виконувати буріння кількох свердловин, а також виконувати буріння похилих свердловин під час посування свердлового верстата уздовж верхньої бровки уступу. Всі фірми, створюючи свердлові верстати, забезпечують автоматизований контроль й управління всіма системами бурових робіт. Датчики безперервно управляють функціями і контролюють стан верстата з подачею сигналів на дисплей. Широко застосовуються похилі свердловини, які легше долають опір по підошві уступів (одна з великих проблем буро-вибухових робіт), дозволяють зменшити довжину перебуру, взагалі покращують якість подрібнення гірських порід.

УДК 622:271

Д.А. ТІТОВ, викладач ДМШ № 11 м. Кривий Ріг
О.О. КОКОВА, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РАЗВИТОК ПРИНЦИПІВ ЗАЛУЧЕННЯ ПОТЕНЦІАЛУ СПОЖИВЧОГО КОМПЛЕКСУ ДО ОСВОЄННЯ АЛЬТЕРНАТИВНОЇ СИРОВИННОЇ БАЗИ

Багатьма дослідженнями розглядалися можливості побіжного видобутку будівельних матеріалів ГЗКами, ігноруючи можливості залучення до цього і будівельних організацій. При цьому слід ураховувати, що з будівельних механізмів можуть використовуватися за цих умов лише крани для вантаження штучних матеріалів, як, наприклад, блоки (сипучі матеріали відвантажує кар'єрний екскаватор).

Існуючі підходи до формування рівня механізації будівельних організацій не відображають сучасних тенденцій будівельної галузі та інвестиційної сфери в цілому. Потребують розробки комплексні моделі та алгоритми, що дозволяють встановити раціональний обсяг та структуру механізованих фондів в будівельних організацій, узгодити його з виробничо-технологічними потребами, структурою й обсягами БМР, що надаються, фінансово-економічними можливостями та джерелами, вимогами ринку; при розробці зазначених алгоритмів слід передбачити можливість достовірного прогнозування впливу зміни структури та оновлення фондів на результативність діяльності будівельних організацій з урахуванням залучення їх до самозабезпечення будматеріалами.

Наразі вдосконалюється адаптація до поставленої задачі розробленої І.В. Трифоновим структурно-логічна схема її проведення, а саме: модель управління механізованими фондами будівельної організації з урахуванням даної ситуації; математична модель раціоналізації обсягів та структури механізованих фондів будівельних організацій за внутрішніми організаційними, технологічними й економічними параметрами та зовнішніми вимогами ринку; тривимірна графо-аналітична організаційно-технологічна модель удосконалення елементів парку будівельних машин (на прикладі стрілових кранів).

Розрахункова модель управління механізованими фондами сполучає (агрегує) в єдиному аналітичному просторі внутрішні (ендогенні) фактори діяльності та фактори, що описують ситуацію щодо рівня забезпечення й використання машин на даному сегменті ринку підрядних робіт і послуг (екзогенні змінні). Статистичну агрегацію рівня використання парку будівельних машин в галузі (САРВБМ) запропоновано здійснювати у вигляді рівняння множинної лінійної регресії шляхом сполучення в єдиній розрахунковій моделі ендогенних та екзогенних змінних: $R^f_{БМ} = \alpha_o + \alpha_i X_i + \alpha_j S_j$, де $R^f_{БМ}$ – результуюча змінна моделі САРВБМ, сукупна фондовіддача парку машин і механізмів будівельної організації; X_i – ендогенні змінні, що моделюють внутрішні фактори діяльності будівельної підрядної організації; S_j – екзогенні змінні, що моделюють вплив зовнішнього середовища (кон'юнктуру на даному сегменті ринку підрядних робіт); α_o , α_i ,α_j – коефіцієнти при змінних моделі; m_1 – кількість змінних X_i ; m_2 – кількість змінних S_i . Із зазначеного набору шляхом послідовних розрахунків множинних моделей регресії відхиляються ті, щодо яких спостерігається значна взаємна кореляція, коли вона ρ)між парами незалежних змінних (X_i та S_j , X_i та X_k , S_j та S_g) перевищує 0,4 (в такий спосіб забезпечено оцінку автономного впливу факторів і можливість обґрунтовано зважити їх питомий внесок в результуючий показник). Відхиляються також ті змінні, додавання яких до складу моделі забезпечує приріст квадрату множинного коефіцієнту кореляції (коефіцієнту детермінації) менше, ніж на 4,5% ($\Delta R^2 < 0{,}045$). Результати оцінки моделі САРВБМ щодо асиметрії, ексцесу та коефіцієнту варіації засвідчили допустимий рівень відхилення нормалі кривої розподілу від середньої величини та підпорядкування розподілу даних нормальному закону.

Остаточний набір параметрів забезпечує найвищий рівень достовірності моделі САРВБМ в оцінці за множинним коефіцієнтом кореляції, який засвідчив, що частка впливу змінних моделі на результуючий показник становить 91,3 % ($R^2 = 0{,}91306$).

На основі моделі САРВБМ визначаються фактори, що завдають переважного впливу на ефективність використання наявного парку будівельних машин в даній будівельній організації з урахуванням ситуації, що склалася.

УДК 622.281.4

Н.Н. ПОДДУБНЫЙ, инженер, ООО «Ротис Плюс»
А.Н. ШАШЕНКО, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Национальный горный университет»
С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

РАСШИРЕНИЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ НОВЫХ ТОРКРЕТ-СМЕСЕЙ

Применение торкретирования в горном производстве целесообразно, когда необходимо бетонировать поверхности сложной конфигурации, когда возникают трудности, связанные с уплотнением бетонных смесей вибраторами и требуются значительные затраты на изготовление опалубки, а также в тех случаях, когда к бетону предъявляются повышенные требования по водонепроницаемости, адгезионной эффективности, тиксотропности, динамике схватывания и набора прочности. Применение этого метода позволяет упростить транспортирование бетонной смеси к месту укладки, что актуализует вопрос заводского изготовления последней.

С усложнением горнотехнических условий и появлением в карьерах все более масштабных и сложных капитальных сооружений серьезной проблемой становится неполное соответствие средств крепления последних, а также породных обнажений, а вытекающей из этого задачей – поиск наиболее эффективных, и главное – доступных торкрет-смесей отечественного производства, пригодных для применения в условиях открытых горных работ.

В настоящее время авторами ведутся исследования, направленные на изучение условий горных работ в современных глубоких рудных карьерах, характеристик и особенностей создаваемых породных обнажений и поверхностей внутрикарьерных насыпей, главных проблем, связанных с их креплением. Проанализировано развитие науки о горных крепях и торкретировании скальных и породных насыпных поверхностей в условиях открытых пространств. Сформулированы основные проблемы повышения эффективности данного направления и обеспечения его соответствующими стройматериалами. Выполнен анализ рынка строительных сухих смесей относительно бетонных работ в условиях карьеров. Определены наиболее реально перспективные направления для решения данных проблем. В этой связи выполнен анализ технологических свойств набрызг-бетонных смесей BUDMIX KR производства ООО «Ротис ПЛЮС»; соответствия этих смесей требованиям горного строительства и специфике открытых разработок, а также потенциальные возможности производителя данной продукции в современных условиях для решения возникающих ресурсных задач.

По аналогии с изысканиями, выполненными в предыдущие годы в условиях подземных горных работ, продолжаются аналитические и лабораторные исследования новых, создаваемых совместно с указанным производителем, набрызг-бетонных смесей уже в карьерах и анализируются результаты торкретирования ими поверхностей скальных обнажений, насыпей и защищаемых сооружений. Определяются главные особенности и характеристики бетонных смесей различного состава. Проводятся также экспериментальные испытания бетонов новых составов для крепления незащищенных от атмосферных воздействий поверхностей и дается оценка эффективности разрабатываемых для конкретных условий технологий. Разрабатываемые составы торкрет-смесей подвергаются тщательной лабораторной проверке и на них получаются экспертные заключения различных комиссий и инстанций. Определяются возможности широкого внедрения в горную практику получаемых стройматериалов и реальные перспективы дальнейшего развития технологий, основанных на них. На основании выполненных аналитических и экспериментальных исследований установлена практическая возможность и экономическая целесообразность использования новых смесей BUDMIX KR производства ООО «Ротис ПЛЮС» для торкретирования поверхностей открытых горных выработок.

Экспериментально подтверждено, что смеси BUDMIX KR обеспечивают необходимые прочностные и эксплуатационные свойства крепи при снижении водопоглощения на 15-20% и увеличении водонепроницаемости в 1,2-1,7 раза.

Разработаны и оптимизированы составы смесей BUDMIX KR для набрызг-бетонов в рассматриваемых условий применения. Усовершенствованы технологические схемы нанесения набрызг-бетона на основе BUDMIX KR и выполнено опытно-промышленное применение составов данной смеси в заводских условиях.

УДК 622.271.4.012.3

И.В. БАРАНОВ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПУТИ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ РАЗМЕЩЕНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Добыча железорудного сырья в карьерах сопровождается большими объемами выемки вскрышных пород. Для их размещения требуются огромные площади земли. При постоянном повышении цен на землю и увеличении расстояния транспортирования до объектов размещения вскрышных пород необходимо все работы выполнять с минимальными затратами. Отчуждаемые земельные площади имеют различную стоимостную оценку. Для отчуждения этих площадей может возникать необходимость в сносе жилых строений (соответственно постройка новых), перенос трубопроводов, линий электропередач, отвод русел рек и т.д. Также размещение вскрышных пород в отвалах оказывает колоссальное воздействие на окружающую среду. Одним из решений может выступать оценка возможностей работы каждого из отвалов, работающих в группе, выбор оптимального уровня их нагрузки (приемной способности) и применения комбинированного отвалообразования (внешнего и внутреннего), которые позволят получить минимальные затраты на выполнение вскрышных работ в целом по комбинату.

На примере условного карьера с группой отвалов («Западный», «Восточный» и «Южный») исследовали возможные варианты их развития. Под отвал «Западный» отчуждаются малопригодные для сельского хозяйства земли, под «Восточный» – плодородные, под «Южный» – также плодородные, но с необходимостью сноса жилых строений. Результаты исследований по стоимостной оценке земельных площадей показали, что вскрышные породы, извлекаемые в карьере, должны в первую очередь размещаться в отвалах «Западный» и «Восточный» и лишь потом – в отвале «Южный». Объективна ли оценка по стоимости отчуждаемых земель, если принять во внимание все составляющие затрат на производство вскрышных работ по каждому отвалу? Результаты исследований возможных вариантов развития этих отвалов по критерию оценки минимальных затрат на выполнение годового объема вскрышных работ по группе отвалов показали, что наименьшие затраты все так же приходятся на отвал «Западный», но отвал «Южный» уже оказывается вторым по приоритетности размещения вскрышных пород, а не последним, как это было определено ранее. Из этого можно сделать вывод, что стоимость отчуждаемых земель не всегда играет решающую роль при определении оптимального варианта развития (приемной способности) отвалов.

Анализ структуры некоторых разрабатываемых месторождений, конфигурации их рудных тел, этапов отработки показали, что в современных условиях может существовать возможность применения комбинированного отвалообразования (внешнего с одновременным формированием внутреннего отвала) еще при работе карьеров на полной производственной мощности. Результаты таких исследований показали, что в первую очередь вскрышные породы необходимо размещать во внутреннем отвале в объеме максимальной его приемной способности, а затем – на внешних, по приоритетности размещения вскрышных пород.

При выполнении исследований возможности и экономической целесообразности комбинированного отвалообразования на Ингулецком горно-обогатительном комбинате был выполнен анализ структуры разрабатываемого месторождения, конфигурации его рудного тела и этапов его дальнейшей отработки, который показал, что при работе карьера на проектной производственной мощности может быть применено комбинированное отвалообразование (внешнее и внутреннее) вскрышных пород. Установлено, что в начальный период формирования внутреннего отвала его приемная способность может составлять от 0,5 до 2,5 млн $м^3$ вскрышных пород в год.

Для этого случая были рассмотрены варианты с различными объемами вскрышных пород, подаваемых на внутренний отвал, с их проверкой по горнотранспортным возможностям. Установлено, что оптимальный годовой объем вскрышных пород должен составлять не более 1,0÷1,3 млн $м^3$. Также установлено, что при переходе от внешнего отвалообразования к внутреннему вредное воздействие на окружающую среду может быть снижено на 2-23 %.

При этом отчуждение земельных площадей, необходимых для размещения вскрышных пород во внешних отвалах, может быть сокращено от 3 до 20 га в год.

УДК 658.3:622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф.; А.С. КОЗУБОВ, магистрант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОН ВОЗМОЖНОГО СКАТЫВАНИЯ КУСКОВ ПОРОДЫ С ПОВЕРХНОСТЬЕЙ РАБОЧИХ УСТУПОВ

Для предотвращения скатывания кусков породы в рабочую зону карьера предварительно в подошве вышележащего уступа отсыпают предохранительный вал, параметры которого определяются с учетом горно-технологических условий, соответственно чему были выполнены испытания такого вала высотой 1,3 м и шириной по подошве до 3,7 м, расположенного на горизонтальном расстоянии не менее 5 м от нижней бровки вышележащего уступа высотой 15 и 30 м, путём скатывания кусков округлой формы с приведенным радиусом до 0,175 м.

Для недопущения скатывания кусков более 0,175 м необходимо выполнять: оборку верхней части откосов путем смыва гидромонитором, ручной разборки пневмоинструментом в слое перебура скважин, взрывания (отколки); заоткоску в слое перебуров скважин вышележащей бермы рабочего уступа; зачистку от кусков породы и льда (в зимний период); профилирование с уклоном до 50-100 в сторону рабочего уступа с покрытием смесью щебня и буровой мелочи (50:50) слоем мощностью не менее 10 см. Формирование защитного улавливающего породного вала включает использование обломков пород с укладкой в подошве внешнего откоса вала вдоль границы с улавливающей бермой одного ряда блоков пород фракции не ниже 200 мм.

На расчетах участках со сложным геолого-структурным строением и профилем поверхности откоса, требующем значительного объема оборки и зачистки, можно использовать закрепляемые на вышележащей берме свободно висящие металлические сетки с ячейкой не менее 100×100 мм или бывшие в употреблении транспортные ленты длиной равной 2/3 высоты уступа. Дополнительные меры защиты выполняются в соответствии с паспортом работ на основании заключения о состоянии нарушенности поверхности откосов уступа.

На устойчивость поверхностного слоя обнажений уступов после выемки взорванной горной массы и возможность в последующем скатывания с откосов кусков породы влияют: трещиноватость массива, включающая системы трещин скалывания, разрыва и слоистости, подверженные сейсмическому воздействию технологических взрывов; раскрытие трещин, их заполнитель и шероховатость; зоны заколов, трещинообразование и остаточные деформации массива за контуром взрываемого блока; недостаточно качественная зачистка и оборка нарушенной взрывом поверхности обнажений уступа и предохранительной бермы от осыпи.

При изучении общего фракционного состава обломков осыпей установлено, что до 70% они состоят из фракции 0,01-0.08 м и до 30% – из мелко- среднеблочных обломков фракции 0,01-0,30 м, а фракции 0,20-0,30 м и выше содержится в осыпи не более 10% .

Условия для скатывания обломочного материала возникают при: углах откосов обнажений более углов естественного откоса дробленых пород (29-37^0); сносе обломков потоками атмосферных осадков; таянии снега и льда; многократном сейсмическом воздействии взрывов.

Анализ профилей обнажений показывает, что скатывание породы возможно: с развитыми кососекущими крутопадающими системами тектонических трещин, ориентированных под углами менее 30° по отношению к простиранию уступов; в зонах развития шарниров мелкой складчатости; в зонах тектонических нарушений; неоднородного по прочности сложения железистых и сланцевых пород, отличающихся по величине на сжатие более, чем 2-3 раза.

Наиболее типичными формами разрушенных элементарных структурных блоков, содержащихся в осыпях уступов после зачистки обнажений, являются обломки в виде плоских и объемных косоугольных параллелепипедов с длиной ребер от 0,15 до 0,25 м в объеме до 5% на длину предохранительной бермы. Остальные 95% представлены фракциями от 0,01 до 0,10 м.

При испытании на «скатывания под откос» частиц крупностью 0,08 м установлено, что перемещение щебнистого материала в подошве откоса ограничивается шлейфом осыпи на предохранительной берме; обломки от 0,10 до 0,30 м куски катились от нижней бровки уступа высотой 15-20 м на расстояние от 4 до 10 м. Испытания на скатывание кусков с откосов уступа выполнены на обнажениях с типовыми профилями уступов скальных горизонтов.

УДК 658.3:622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф.; П.О. ВДОВИЧЕНКО, магистрант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АЛГОРИТМ МОДУЛЯ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ ФАКТИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ВРЕМЕННО НЕРАБОЧИХ БОРТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Безопасность открытых горных работ по условиям устойчивости временно-нерабочих бортов и уступов карьеров со сложной геолого-тектонической нерешенностью, является важной научно-практической задачей. Критерием оценки фактического безопасного состояния является величина нормального коэффициента запаса устойчивости (КЗУ) при сроке службы временно-нерабочих бортов: до 3 лет – 1,20, от 3-10 лет – 1,25 и уступов: до 3 лет – 1,10, от 3 до 10 лет – 1,15. Целью определения степени текущей устойчивости является контроль за безопасным состоянием уступов и бортов карьера путем установления их соответствия нормативным требованиям. Решение данной задачи состоит в использовании надежной геологической, инженерно-геологической, гидрогеологической, геомеханической и горнотехнической базы информации, сформированной за период освоения месторождения.

В результате геологической разведки, инженерно-геологической доразведки, режимных гидрогеологических, специальных геолого-маркшейдерских исследований устойчивости откосов на карьере обосновывается выбор проектных параметров бортов и уступов на основе нормативного графо-аналитического расчета. В связи со значительным объемом вычислений, необходимых при «быстродействии» в получении результата с высокой точностью определения коэффициента запаса устойчивости откоса с целью принятия технологического решения, в настоящее время разработан при нашем участии модуль системы автоматизированного геомеханического расчета устойчивости откосов K-MINE. В основе решения задачи об устойчивости откосов лежит теория предельного равновесия «сыпучей среды» в области формирования призмы возможного обрушения. Для создания модуля «K-MINE» разработан алгоритм «обратной» задачи, которая заключается в определении фактического коэффициента запаса устойчивости при известных значениях высоты откоса и его угла. Алгоритм модуля включает (4): базовою геолого-маркшейдерскую и геомеханическую информацию о массиве горных пород; дополнительные условия воздействия на устойчивость откосов факторов разного уровня влияния (подземных вод, сейсмических от буровзрывных работ, тектонической нарушенности, трещиноватости и складчатости); пути решения задачи об устойчивости откосов в направлении установлении величины фактического коэффициента запаса устойчивости (КЗУ).

Определение фактического значения КЗУ с использованием модуля осуществляется путем поиска его минимальной величины из множества расчетных призм возможного обрушения. Пределы «поиска» задают, начиная с условия предельного равновесия призмы возможного обрушения с величиной КЗУ, равной 1,0, и до предельных нормативных величин, равных 2,0. «Поиск» осуществляется путем определения параметров наиболее вероятной призмы возможного обрушения, включающих ее ширину и положение скольжения в виде ломаной линии Н90 и линии с углом наклона (E=45+φ/2) круглоцилиндрической поверхности, выходящей в нижнюю бровку откоса под углом W=45-φ/2 к поверхности откоса.

В качестве расчетного метода на предельное равновесие откоса, сложенного трещиноватыми скальными породами, используется векторное сложение сил и реакций в многоугольниках расчетных блоков, с учетом влияния внешних сил (гидростатическое давление подземных вод, сейсмические напряжения взрывных волн от буровзрывных работ, статические нагрузки на бермы и прочее). В результате автоматизированных вычислений получаем минимально значение КЗУ с заданной точностью ±0,01. Кроме этого, при необходимости можно получить распечатку эпюр действующих удерживающих и сдвигающих сил в т. ч. В последнем многоугольнике выдается результат расчета устойчивости откоса в виде замыкания векторов сил, подтверждающий «визуально» ход решения и позволяющий принимать решение по дальнейшему проектированию конструкцию борта карьера и противооползневые мероприятия.

УДК 658.3: 622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф.; П.О. ВДОВИЧЕНКО, магистрант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ВРЕМЕННО-НЕРАБОЧИХ БОРТОВ КАРЬЕРА №3 «АРСЕЛОР МИТТАЛ КРИВОЙ РОГ»

Существующий подход к определению оптимальных объёмов вскрышных работ при освоении и эксплуатации месторождений состоит в периодическом его уточнении на этапах развития карьера в зависимости от обоснованного выбора параметров бортов и уступов.

Нормативной базой определения углов наклона бортов железорудных карьеров в Украине являются «Нормы технологического проектирования…», «Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів…» и др.

В зависимости от степени инженерно-геологической и гидрогеологической изученностью Валявкинского месторождения магнетитовых кварцитов определение значений углов откосов уступов, группы уступов однородного сложения (участков рудно-кристаллической толщи) с использованием материалов инженерно-геологической доразведки, исследований устойчивости откосов на карьере №3, специализированными институтами и геологических аналогов – Скелеватского Магнетитового и Ингулецкого месторождений.

Методика геомеханической оценки степени устойчивости заключается в следующем.

Степень устойчивости бортов и уступов оценивается по величине расчётного нормативного значения коэффициентов запаса устойчивости откосов η_p (КЗУ), которые определяет геомеханическими графо-аналитическими расчётами.

В качестве расчётных характеристик прочности массива горных пород используют результаты лабораторных испытаний образцов (показатели плотности углов внутреннего трения и сцепления в куске и по поверхности ослабления). На снижение прочности массива по отношению прочности в образце (куске) оказывают влияние: тектоническая нарушенность (раздробленность, трещиноватость, блочность), подземные воды (за счет размягчаемости), сейсмическое воздействие взрывных работ (в виде остаточных деформаций) в области призм возможного обрушения.

Оценивают снижение прочности массива горных пород общим коэффициентом ослабления λ_0, отражающим влияние отдельных факторов на устойчивость откосов: $\lambda_0 = \lambda_1 \times \lambda_2 \times \lambda_3$, где λ_1 – коэффициент структурного ослабления прочности пород в откосе высотой H с учетом интенсивности трещиноватости W и эмпирического коэффициента a':

$$\lambda_1 = \frac{1}{1 + a' \ln(H \times W)}$$

Где λ_2 – коэффициент размягчаемости пород и руд в условиях водонасыщения подземными водами; λ_3 – коэффициент сейсмического воздействия в зоне остаточных деформаций (в пределах призмы возможного обрушения).

Как показали результаты исследований, существенное изменение прочности происходит за счет сцепления в массиве горных пород и по поверхностям ослабления (тектонической природы).

Сцепление в массиве можно определить по формуле

$$C_м = \lambda_1 (C_О - C_Т) + C_Т = (C_О - C_Т) \times [1 + a' \ln(H \times W_{бл})]^{-1} \times \lambda_2 \times \lambda_3) + C_Т \times \lambda_2 \times \lambda_3,$$

где $C_о$, $C_м$, $C_т$ – удельное сцепление породы соответственно в массиве, образце и по поверхности ослабления, Мпа; H и W – соответственно высота борта (м) и интенсивность трещиноватости массива горных пород (безразм.)

Надежное определение расчетного значения сцепления в массиве (в целике по поверхностям ослабления) в условиях Валявкинского месторождения позволяют «укручивать» временно-постоянные борта карьера №3 до технологически достижимых величин 54-56° при высоте групп уступов 75-105 м.

УДК 622.24.05
А.Э. КУЛИНИЧ, магистрант, А.А. БОНДАРЕЦ, инж, проректор КНУ
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АДАПТАЦИОННЫЙ АСПЕКТ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ СТАНКОМ СБШ-250

Буровые работы в карьерах — один из наиболее затратных процессов, автоматизация которого существенно повысит общую эффективность добычи руд. Поэтому мы выполнили анализ применяемых в различных отраслях технических решений и выделили среди них как наиболее перспективные, полученные по данным экспериментальных исследований и испытаний, при бурении различными буровыми станками (СКБ-4, 5, 8, ЗИФ-650) скважин глубиной 100-300 м.

Оперативность получения информации определяется необходимостью управления бурением в реальном масштабе времени: управляющие воздействия должны сформироваться с допустимым запаздыванием относительно изменений управляемого процесса. Для этого технологические параметры должны измеряться с частотой, оптимальной для временных характеристик процесса: длительность переходных процессов в приводе подачи бурового станка, инерциальные свойства буровой колонны, нестационарный характер процесса. А временные характеристики зависят от геотехнических условий: глубины скважин, свойств пород, типа буровых штанг и компоновки буровой колонны, режима продувки скважины и т.п.

Расчет точных временных характеристик возможен лишь на основе адекватной математической модели, определяющей не только качественные, но и точные количественные зависимости входных и выходных переменных процесса для конкретных условий.

Но существующие модели позволяют лишь приблизительно оценить (от единиц до десятков секунд) временные характеристики процесса бурения, и частота опроса параметров, не могут быть точно определены на основании расчетов. Поэтому период опроса параметров рассматривают как технологическую константу, конкретное значение которой для определенных условий устанавливают эмпирически по соответствующим методикам. По данным экспериментов при периоде опроса параметров с Δt_u=3-5 обеспечиваются: вполне удовлетворительное качество стабилизации режимных параметров бурения, своевременная и эффективная реакция на изменения процессов и ликвидация аномальных технологических ситуаций в начальных стадиях их развития. При таких больших периодах опроса параметров невозможен анализ высокочастотных процессов, например, вибраций, диапазоном от сотен герц до десятков килогерц.

Для реализации опроса с такими высокими частотами необходимы специальные технические средства и сложный математический аппарат обработки измерений. Поэтому для адаптации данных результатов к станку СБШ-250 необходимы дополнительные исследования высокочастотных процессов. Для управления режимом бурения в реальном времени ограничиваются решением задачи формирования адекватного временного ряда измерений (тренда), позволяющего обнаруживать взаимозависимости изменения параметров и прогнозировать тенденции изменения состояния процесса. Качество формирования тренда каждого параметра бурения также определяется точностью измерений отдельных точек (мгновенных значений), составляющих тренд.

Процедура получения мгновенного значения параметра, представляющего собой непрерывный электрический сигнал, заключается в квантовании этого сигнала по уровню, которое состоит в том, что в диапазоне непрерывных значений функции выбирается конечное число дискретных значений функции, распределенных равномерно по всему диапазону.

В момент измерения значения функции заменяется значением ближайшего дискретного уровня. Функция при этом приобретает ступенчатый вид. При квантовании возникает погрешность, определяемая шагом квантования.

Однако основная проблема заключается в выделении полезного сигнала на фоне случайных помех, источник которых - не измерительные тракты, а стохастические возмущения, возникающие в процессе бурения вследствие изменяющихся условий и нестабильности работы оборудования. Задача состоит в формировании измерения требуемого параметра бурения в определенный момент времени таким образом, чтобы совокупность этих измерений отражала закономерное изменение данного параметра в пределах анализируемого временного интервала в привязке к станкам шарошечного бурения СБШ-250.

УДК 622.64

С.А. ОЛЕЙНИК, магистрант, Н.П. МЕЛЬНИЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Д.А. ТИТОВ, преподаватель ДМШ № 11, г. Кривой Рог

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ КОНВЕЙЕРНЫХ ТРАКТОВ ЦПТ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Гидродинамические муфты нашли широкое применение в качестве составной части привода различных машин. В первую очередь это относится к горнорудной промышленности.

Гидромуфты составляют неотъемлемую часть таких машин, как конвейеры, дробилки и мельницы различных типов, роторные экскаваторы, центрифуги.

Регулируемые гидромуфты предназначены, как правило, для относительно неглубокого (до 30-40%) регулирования частоты вращения ведомого вала привода. Наиболее экономичным такое регулирование является лишь для машин, у которых мощность нагрузки в процессе работы изменяется пропорционально кубу частоты вращения турбины. Но, учитывая исключительно стабильный характер работы конвейеров ЦПТ, данное ограничение является несущественным.

Наибольшее распространение в мировой практике получили более простые по конструкции и обслуживанию нерегулируемые замкнутые гидромуфты: предохранительные гидромуфты ГП-740 и ГМШ-500 исполнения "гидромуфта-шкив"; пускопредохранительная гидромуфта ГПП-530 с тормозным шкивом.

При использовании гидромуфт привод машин приобретает целый ряд положительных свойств, из которых наиболее важными являются: троганье с места с нулевыми значениями начального момента и ускорения, а также плавный разгон машин до рабочей скорости; предохранение приводного двигателя и механической трансмиссии от недопустимых перегрузок при резком торможении и пуске; возможность замены сложных электродвигателей с фазным ротором на простые и более надежные короткозамкнутые двигатели с обеспечением благоприятных условий их пуска под нагрузкой, в том числе и при большом моменте инерции машины; суммирование мощности нескольких двигателей, работающих на общий исполнительный орган при равномерном распределении нагрузки на эти двигатели, и возможность их поочередного запуска; стабильность и автоматичность срабатывания при заданном значении предельного момента и самовосстанавливаемость рабочего режима при устранении перегрузки; возможность гидродинамического и генераторного торможения машины, а также ее торможения противовращением при реверсировании двигателя; демпфирование и гашение колебаний крутящего момента и скорости вращения широкого спектра частот; высокий КПД гидромуфты (0,96-0,98), простота конструкции и настройки, отсутствие силовых пар трения.

Гидромуфта предохранительная водоэмульсионная унифицированная ГПВ-400У предназначена для передачи крутящего момента от электродвигателя к редуктору и улучшения пусковых и тяговых характеристик приводов разборных и передвижных скребковых конвейеров.

Изучение особенностей и характеристик более мощных гидромуфт подтверждает их принципиальную пригодность к применению, как на приводах ленточных конвейеров трактов ЦПТ, так и входящих в состав последних высокопроизводительных дробилок.

Применение данного технического решения приводит к более плавному пуску конвейерной ленты, что позволяет увеличить срок службы редуктора в процессе эксплуатации, следовательно - приводит к увеличению межремонтного периода путём снижения износа привода ленточного конвейера. Экономическую эффективность данного технического решения можно проследить в затратах на обслуживание персоналом конвейерных установок, в частности - затрат на заработную плату рабочих.

Норма на технический осмотр и текущие ремонты привода конвейерной ленты составляет 320 человеко-часов. Без применения гидромуфты ремонт проводится 4 раза в год.

С применением гидромуфты ремонт проводится 2 раза в год.

Выполнив анализ работы приводов ленточных конвейеров трактов ЦПТ карьеров Кривбасса, пришли к выводу, что их конструкцию возможно модернизировать путем установки гидромуфт, тем самым увеличив максимальный срок службы.

УДК 622.28.044

Е.Н. ШВЕЦ, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»; С.И. ЛЯШ, С.И. КОРНИЯШИК, инженеры, НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ИЗНОСА УЗЛОВ И ДЕТАЛЕЙ ОБОРУДОВАНИЯ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТОВ КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Многолетний опыт эксплуатации комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ) показывает, что изнашивание узлов и деталей оборудования дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) во времени протекает неравномерно.

Закономерность изнашивания большинства узлов и деталей ДПП может быть представлена в виде кривой, которая имеет три ярко выраженных участка:

1 - период приработки деталей сопряжения;

2 - период нормальной работы;

3 - период ускоренного (аварийного) износа.

Период приработки характеризуется: повышенной скоростью изнашивания, которая постепенно уменьшается и приближается к некоторому постоянному значению, характерному для нормальной работы. Интенсивный износ в период приработки обусловлен тем, что до начала эксплуатации соединения фактическая площадь контакта между сопрягаемыми поверхностями не превышает 5-15 % номинальной площади из-за повышенной шероховатости и волнистости этих поверхностей. В процессе приработки площадь фактического контакта узлов и деталей ДПП постепенно увеличивается, а удельное давление уменьшается, что приводит к постепенному снижению скорости изнашивания.

Интенсивный начальный износ объясняется также тем, что в этот период происходит удаление с поверхностей трения слоя металла, поврежденного при механической обработке и имеющего более низкую износостойкость, чем основной металл детали.

Период приработки имеет важное значение. От правильности выполнения приработки во многом зависит работа поверхностей трения в последующий период.

После монтажа оборудование ДПП всегда подвергают обкатке, постепенно увеличивая нагрузку от нуля до максимума. При обкатке применяют масла с присадками, которые предохраняют контактирующие поверхности деталей от схватывания. Дробилки крупного дробления ККД-1500/180ГРЩ, прошедшие заводскую обкатку, при эксплуатации в производственных условиях можно с самого начала загружать на полную мощность.

Оборудование ДПП после монтажа проходит обкатку, длительность и режимы обкатки указываются в инструкциях по эксплуатации и нормативно технической документации.

Для однотипных сопряжений различных машин скорость износа во многом зависит от условий эксплуатации (условий и режима работы, качества смазки, соблюдения правил пуска, управления и хранения). Поэтому эксплуатацию и техническое обслуживание оборудования ДПП должны выполнять квалифицированные рабочие в строгом соответствии с техническими требованиями по эксплуатации. Это позволит снизить скорость износа трущихся пар и увеличить период нормальной работы узлов и деталей.

Период ускоренного (аварийного) износа: наступает после того, как зазоры в подвижных сопряжениях достигнут таких значений, при которых нарушается режим нормальной смазки и жидкостное трение переходит в граничное или даже сухое. Это приводит к резкому повышению температуры и снижению вязкости масла. В сопряжении создаются благоприятные условия для интенсивного развития различных видов износа, и в первую очередь износа вследствие заедания.

Значительное увеличение зазоров приводит к появлению ударных нагрузок, которые также способствуют увеличению скорости износа, или даже к поломкам отдельных узлов и деталей. Износ узлов и деталей, при котором ее дальнейшее использование в оборудовании ДПП становится недопустимым из-за нарушения нормальной работы узла или детали в целом, называется предельно допустимым. Зная величину предельно допустимого износа, можно по кривой износа определить межремонтный период работы оборудования ДПП.

УДК 622.235

В.С. КУЛИКОВ, магистрант, С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СПЕЦИАЛЬНЫЕ БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В КАРЬЕРЕ ИНГОКА

Главным фактором, вызывающим наиболее интенсивное развитие в кристаллических породах микротрещин, являются упругие волны, распространяющиеся при взрывании бризантных ВВ. На действующих рудниках при проходке горных выработок такие ВВ применяются традиционно.

В связи с этим необходимо иметь методику определения границ зон интенсивного развития микротрещин в массивах пород, полагая, что длительно устойчивыми породы, а следовательно — и выработки, могут располагается только вне этих зон. Особую актуальность данные положения приобретают при попутной добыче в рудных карьерах блочного сырья.

Малочисленность исследований, посвященных формированию горных выработок с помощью скважинных зарядов, а также практически полное отсутствие производственного опыта в этой области при проходке в блочных породах, характерных для условий Кривбасса, объясняется, главным образом, переносом концептуальных подходов, направленных на добычную подготовку пород к выемке на горностроительные работы. Некорректность данной аналогии заключается, прежде всего, в принципиальных отличиях структур породных массивов и целей БВР, следовательно, и в различном целеполагании протекания в них процессов передачи энергии и распространения взрывных волн, что, собственно, и определяет механизм и результаты взрывного разрушения массива.

Главные отличия добычных и проходческих работ состоят в несопоставимости их масштабов и структурных особенностей сред разрушения. Вмещающие породы, как правило, - кристаллические и сравнительно устойчивые, массивы в них отличаются высокой монолитностью, вследствие чего даже одиночный взрыв бризантных ВВ способен вызвать развитие трещин в весьма удаленных от заряда объемах.

В условиях рудников исходная естественная блочность пород развивается продолжительное время, под воздействием многократных взрывов, первоначально в удаленных от них областях из первично-пластовых разрывов. По мере продвижения рабочих забоев трещины между отдельностями в массиве увеличиваются и их экранирующие свойства резко возрастают.

Волновая природа разрушения при этом часто присуща лишь отдельностям, непосредственно контактирующим с зарядом. За их пределами -— амплитуда взрывных волн падает ниже критических значений вследствие процессов отражения и преломления и эффекта экранирования их раскрытыми щелями.

Наблюдения и анализ этих явлений послужили обоснованием допущения о возможности высокоустойчивого оконтуривания горных выработок и создаваемых открытых полостей в блочных породах с применением промышленных ВВ, размещаемых в буровых скважинах, паспортных для карьера ИнГОКа и других комбинатов.

В результате анализа существующих представлений о механизме разрушения горных пород, современного опыта ведения БВР в карьерах и шахтах, а также специфики проходки выработок в условиях Кривбасса и особых требований, предъявляемых к ней, определены, как наиболее рациональные два возможных способа формирования оконтуривающих выработку поверхностей:

отбойкой пород по заданным плоскостям;

разрушением ядра массива скважинными зарядами с последующим оконтуриванием выработки или охраняемого участка породного массива раскоской на полное сечение.

В соответствии с этим, для решения задачи разработки эффективных методов ведения БВР для указанных целей, целесообразно проведение дополнительных аналитических и экспериментальных исследований, позволяющих количественно оценивать параметры волн напряжений вокруг взрываемых зарядов ВВ, закономерности их распространения и вызываемые ими разрушения, а также параметры квазистатического воздействия продуктов взрывного разложения ВВ на породу.

УДК 622.271

Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, провідний інженер, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»
Ю.М. НАВІТНІЙ, канд. техн. наук, доц.; Є.М. ПИЖИК, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗВИТОК МЕТОДІВ ПРОЕКТУВАННЯ КОМПЛЕКСНОЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ

В умовах складної конкурентної позиції України на світовому ринку мінеральної сировини особливої актуальності набуває проблема підвищення конкурентоспроможності вітчизняних гірничих підприємств. Розв'язання її є можливим за рахунок комплексного освоєння родовищ корисних копалин, що одночасно зменшить об'єми складування відходів виробництва й підвищить обсяги товарної продукції. Зокрема, це стосується й питання вибору режиму гірничих робіт, що раніше базувалося на необхідності задоволення стабільного попиту на мінеральну сировину, рівень якого диктувався державою. На противагу плановій, ринкова економіка характеризується постійними змінами цін і попиту на продукцію гірничих підприємств. Проте кар'єр є досить інерційною системою, яка не може достатньо оперативно реагувати на всі потреби ринку. Тому тимчасово некондиційні породи мають складуватися в техногенні родовища з метою їх подальшого відпрацювання.

Наявні ж методики визначення режиму гірничих робіт не враховують перелічених факторів.

Саме тому розширення досліджень, спрямованих на оптимізацію режиму гірничих робіт при комплексному освоєнні залізорудних родовищ з урахуванням сумісного відпрацювання техногенних і геогенних родовищ у динамічному зовнішньому середовищі є актуальним і дозволить підвищити ефективність відкритої розробки родовищ у цілому. Спрямованість досліджень залишається орієнтованою на оптимізацію режиму гірничих робіт в умовах комплексного освоєння надр відповідно до динаміки попиту на корисні копалини шляхом урахування закономірностей цілеспрямованого формування техногенних родовищ з одночасним створенням в останніх комплексу порожнин для доступу до заскладованої сировини і відпрацювання сумісно з геогенними, але вони відрізняються від виконаних раніше тим, що плануються вже переважно не на комплексному, а на системному підході, так як розширений аналіз результатів упровадження попередніх розробок виявив наступне:

Наявні критерії та методи оцінки режиму гірничих робіт глибоких кар'єрів не достатньо вичерпно враховують залежність режиму від взаємного впливу різної динаміки сумісного відпрацювання геогенних і техногенних родовищ пріоритетної сировини та побіжної за видами останньої при комплексному освоєнні надр.

Цілеспрямоване формування техногенних родовищ необхідно здійснювати за технологією закладання в його товщі системи колодязів та тунелів і камер з елементів багаторазового застосування, з використанням тунелів і поверхонь насипів як шляхів кар'єрного транспорту.

Потребують більш глибокого дослідження операції виймання й вантаження гірської маси різнотипними технічними засобами та комбіновані схеми за умов сумісного їх застосування.

Критерій оптимізації параметрів техногенних родовищ має визначатись з урахуванням вимог гнучкості організації їх поточного довільно дозованого відпрацювання.

Просторова та стратиграфічна будова техногенного родовища має чітко відповідати можливим динамічним змінам у порядку використання їх матеріалу та динаміці балансу спустошення-поповнення. Режим гірничих робіт має враховувати періодичні ризики «переповнення» техногенних родовищ та передбачати резервні можливості складування тимчасово «надлишкової» сировини. Коефіцієнт комплексності освоєння надр, можливо, варто модифікувати для можливості урахування часової динаміки, зумовленої динамікою ринку або геолого-технологічною. Підвищує рівень комплексності освоєння родовища кінцева повнота використання гірської маси, а за рахунок того, що профіцитні обсяги різних копалин складуються в техногенні родовища з наступним вийманням в період підвищення попиту на них зростає - ефективність. Методи оптимізації параметрів техногенних родовищ, сформованих за розробленою технологією, потребують доопрацювання, а при проектуванні мають бути адаптованими до умов конкретного родовища, підприємства та споживчого потенціалу оточуючого бізнес-середовища.

УДК 622.271.012.3

А.А. СОВА, канд. техн. наук; А.В. САЗОНОВ, инженер, М.И. РУСАКОВ, и.о. мл. научн. сотр.
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПЫТ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМАЦИИ ОТВАЛА И БОРТА КАРЬЕРА МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Значительный объем отходов производства и большие коэффициенты вскрыши (значительные объемы пустых пород при добыче руды) приводит к дефициту земельных ресурсов для их складирования, и значительным затратам на складирование. Поэтому вопрос использования участков земной поверхности, подработанных подземными горными работами, для размещения на них отвалов пустых пород является весьма актуальным.

Для прогноза деформаций вблизи отвала, основания отвала и юго-западного борта карьера № 1 ПАО "ЦГОК" было выполнено моделирование методом конечных элементов (МКЭ). Основная концепция МКЭ состоит в том, что искомую непрерывную величину, будь то напор фильтрационного потока или перемещения точек деформированного тела, аппроксимируют кусочным набором простейших функций, заданных ограниченными конечными подобластями (элементами). С помощью такой процедуры интегрирование дифференциальных уравнений аналитической постановки задачи сводится к решению системы линейных уравнений. Отвал проектируется разместить на участке, который находится в зоне прямой подработки, т.е. непосредственно над отработанной залежью "Северная Червонная". Залежь имеет длину по простиранию 250-450 м, угол падения α=40-60^{o}, среднюю мощность около 30 м (имеются участки мощностью до 60-70 м) и северное склонение под углом 30^{o}. Рудная залежь "Северная - Червонная" приурочена к контакту пород пятого железистого горизонта с породами верхней свиты. Форма залежи – пластообразная, представлена сплошным рудным телом с извилистыми контурами выклинивания, с раздувами и пережимами. Залежь отрабатывалась системами под-этажного обрушения руды и вмещающих пород. Анализ многолетних инструментальных наблюдений за процессом сдвижения позволил определить динамику изменения границ зон сдвижения и угловые параметры процесса сдвижения при конечной глубине отработки залежи "Северная Червонная". Процесс сдвижения (оседание поверхности, образование трещин и террас) от отработки залежи "Северная - Червонная" закончился. Для наших условий была использована программа ED-Elas2D, состоящая из трех подпрограмм PreProcessing (построение модели), Processing (вычисление модели), PostProcessing (визуализация результатов моделирования). Работа каждой подпрограммы заканчивается созданием результирующего текстового файла, состоящего из значительного числового массива. Программа позволяет определять и отстраивать поле векторов смещений (полный вектор, вектор по оси *x*, вектор по оси *y*), относительных горизонтальных деформаций, напряжений, изолиний смещений (полный вектор, вектор по оси *x*, вектор по оси *y*), относительных горизонтальных деформаций (Ex, Ey, Exy, Ei, Eii, Ang), напряжений (Sx, Sy, Sxy, Si, Sii, Ang). Геометрическое подобие модели достигалось путем использования фактических (координат) размеров борта и отвала (как в обычной CAD системе). Граничные условия заключались в запрещении вертикальных смещений на нижней ограничивающей поверхности и горизонтальных смещений на вертикальных ограничивающих поверхностях массива. Силовое воздействие на массив обусловлено только собственным весом пород. Решение задачи выполнялось в плоской постановке. Это приводит к некоторому завышению полученных результатов расчета, что позволяет получить дополнительный запас надежности. Анализ полученных результатов показывает, что при достижении проектного положения отвала (отметка +155м) максимальные (за 10 лет) суммарные горизонтальные деформации земной поверхности будут равны 83-96 мм и направлены в сторону от отвала, а оседания 20-22 мм. Анализ результатов моделирования при разносе борта и сооружении отвала показывает, что максимальные касательные напряжения наблюдаются на горизонтах с отметками +135 м, +115 м, +100 м, +40 м, +25м, +10 м, -5 м, -20 м. Размещение отвала на подработанной территории (в центре мульды сдвижения) приводит, к улучшению геомеханической обстановки, как для отвала, так и для борта карьера. Проектный контур отвала и борта карьера имеет устойчивое положение. Минимальные расчетные коэффициенты запаса устойчивости – больше нормативных и соответственно равны: для отвала – 1,22; системы отвал-карьер – 1,52.

УДК 622.271.012.3

А.А. СОВА, канд. техн. наук, А.В. САЗОНОВ, инженер, М.И. РУСАКОВ, и.о. мл. науч. сотр.
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ОТВАЛА НА ПОДРАБОТАННОЙ ТЕРРИТОРИИ

В 2015 г. ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог" была расширена граница земельного отвода в северо-западном направлении от существующего земельного отвода НКГОКа. Часть отведенной земной поверхности подработана подземными горными работами шахты "Валявко". В связи с этим, встал вопрос оценки вредного влияния подземных горных работ на склад окисленных кварцитов и оценки устойчивости откосов склада окисленных кварцитов на подработанной территории. Для достижения поставленной цели решались следующие задачи: геомеханическое обоснование возможности размещение склада окисленных кварцитов на подработанном подземными горными работами участке земной поверхности; обоснование максимально допустимых результирующих угловых параметров откоса склада и высоты ярусов.

Процесс сдвижения на данном участке развивался по классической схеме: на земной поверхности наблюдались значительные деформации в виде провалов, отдельных воронок, террас и трещин. Выработанное пространство – полностью заполнено. Процесс сдвижения в горном отводе шахты "Валявко" – закончился.

На основании вышеизложенного сделан вывод, что участок между отвалами (по ЛСП+100) и современной границей земельного отвода карьера №3 ГОКа (в осях +128...+168, 241...209) и отвалы шахты "Валявко" можно использовать под складирование пустых пород и окисленных кварцитов. Проектируемый склад окисленных руд (отвал №4) является отвалом скальных пород на слоистом песчано-глинистом основании. В таких условиях основной причиной нарушения устойчивости отвала является несоответствие параметров откосов отвала несущей способности его основания.

Формирование первого яруса (отм.+120м) склада окисленных кварцитов под углом естественного откоса, равным 36^{o}, как показывает практика (уже отсыпанный участок отвала высотой 25-30 м и по фронту 1200 м), не приводит к потере устойчивости и оползневым явлениям. Это указывает на достаточно высокие физико-механические свойства и отсутствие обводненности пород основания. Для оценки устойчивости отвала окисленных кварцитов на участке расширения склада были выполнены расчеты по пяти разрезам. с использованием программы "Расчет устойчивости земляных откосов" v.5.01 (Slope). Расчет устойчивости выполнялся по круглоцилиндрическим поверхностям скольжения, в программе реализованы следующие инженерные методы расчета: метод Г. Крея; метод К. Терцаги; метод "Весового давления". Конечным результатом расчета являлось получение коэффициента запаса устойчивости (по трем вышеперечисленным методам). В результате выполненных расчетов получены следующие значения коэффициента запаса устойчивости: 1,18-1,46 – при результирующих углах наклона борта склада 18,5-28^{o}

Для определения деформаций и напряжений, которые возникнут в породах основания и в самом теле склада, окисленных при формировании склада, был использован метод конечных элементов. Основными показателями при определении напряженного состояния и устойчивости борта карьера являются: объемный вес пород, угол внутреннего трения, сцепление, модуль упругости (Юнга), коэффициент Пуассона.

Стадии решения включают в себя установление соотношений между узловыми силами и перемещениями элементов, формирование единой матрицы жесткости всех элементов, связанных систем уравнений относительно узловых перемещений с учетом граничных условий. Решение системы уравнений выполнено на персональном компьютере с использованием программы ED-Elas2D.

Анализ полученных данных показал, что влияние склада фиксируется на глубинах 2-2,5 от его высоты. Проектное положение склада окисленных руд обеспечивает устойчивое состояние откосов. При этом высота яруса колеблется от 25 до 35 м.

Ширина берм колеблется от 28 до 32 м.

УДК 622.271.3

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р. техн. наук. проф., Я.В. КЕБАЛ, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОБЛЕМЫ ТЕХНОЛОГИИ ВНУТРЕНЕГО ОТВАЛАОБРАЗОВАНИЯ В ЗАТОПЛЕННЫХ КАРЬЕРАХ

При открытой разработке крутопадающих месторождений полезных ископаемых после завершения горных работ остаются значительные площади земель, занятых внешними отвалами вскрышных пород. Кроме того, при традиционной технологии разработки крутопадающих месторождения после отработки карьера до глубины 600 м в недрах земной коры остается остаточная горная выемка объемом до 500 млн м^3.

Постоянное углубление горных работ приводит к росту дальности транспортировки вскрышных пород, что приводит к постоянному увеличению себестоимости разработки полезного ископаемого.

Поэтому дальнейшее развитие открытой разработки должно быть ориентировано на улучшение экологической ситуации за счет внедрения малоотходных технологий.

Перспективным направлением является применение внутреннего отвалообразования.

Применение технологии с внутренним отвалообразованием позволяет сократить расстояния транспортировки вскрышных пород, повысить устойчивость пригруженных бортов карьера, отказаться от систематического нарушения земельных площадей внешними отвалами и хвостохранилищами, кроме того, частичное засыпание карьеру упрощает и уменьшает затраты на последующую горнотехническую рекультивацию.

Также данные технологии обеспечивают сохранение ландшафта и земельных ресурсов, которые нарушаются при внешнем отвалообразовании.

Сейчас существует несколько технологий внутреннего отвалообразования при отработке крутопадающих месторождений. К основным из них можно отнести следующие:

разработка месторождения блоками с внутренним отвалообразованием;

разработка месторождения пионер-карьером с внутренним отвалообразованием;

внутреннее отвалообразование на отработанному борту карьера;

разработка месторождения этапами с внутренним отвалообразованием;

локальное внутреннее отвалообразование.

Анализ технологий внутреннего отвалообразования и их практического применения на карьерах Кривбасса (Центральный ГОК, Северный ГОК и проект по Ингулецкому ГОКу), разрабатывающих крутопадающие месторождения, показал, что большинство исследований направлено на разработку технологий с формированием постоянного внутреннего отвала.

Однако все вышеуказанные технологии можно применить только после постановки бортов карьеров во временно нерабочее положение и достиженя конечной глубины разработки.

Также на сегодня нет технологии внутреннего отвалообразования в затопленных карьерах.

Проблемы отвалообразовния в затопленных карьерах связаны с устойчивостью отвальных заходок и определением механизма нарушения устойчивости отвальной заходки подтопленного отвала с учетом гидростатического и гидродинамического давления подземных вод.

Проблема внутреннего отвлообразования в затопленных карьерах возникла при засыпке отработанного пространства карьера №1 ОАО «АМКР» (бывший карьер НкГОКа), Западно-Балаклавского карьера нагорного типа (ОАО «Балаклавское РУ им. М. Горького»), Ново-Черемшанского никелевого карьера (Россия), а также рекультивации Морозовского угольного разреза.

Таким образом, разработка технологии внутреннего отвалообразования скальных пород в затопленных карьерах является актуальной проблемой, решение которой позволит в свою очередь решить ряд инженерно-технических задач и позволит эффективнее выполнять восстановление нарушенных горными работами земель.

УДК 622.28.004.58.12.3

Л.А. ШТАНЬКО, канд. техн. наук, С.И. ЛЯШ, С.И. КОРНИЯШИК, инженеры
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО ДИАГНОСТИРОВАНИЯ КОМПЛЕКСОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ КАРЬЕРОВ КРИВБАССА

Технологический процесс комплексов ЦПТ характеризуется поточностью, непрерывностью и высокой производительностью. Устойчивая работа комплексов ЦПТ зависит от эксплуатационного состояния всех участков переработки горных пород. При непрерывности технологического процесса даже кратковременная остановка одного участка комплекса ЦПТ приводит к остановке остальных, что отражается на технологических и экономических показателях работы горнодобывающего предприятия. Оборудование комплексов ЦПТ работает при значительных нагрузках (удары, большие объемы перерабатываемой и транспортируемой горной массы, большая ее крупность и т.д.) при этом оборудование работает в агрессивной водной и атмосферной среде. В условиях действующих комплексов ЦПТ изменение эксплуатационных параметров крепления, армировки и оборудования имеет сугубо индивидуальный характер. Несвоевременно выявленные и не устраненные дефекты нередко перерастают в серьезные нарушения. Их последствия могут привести к значительным материальным затратам. Поэтому важно правильно и своевременно оценить состояние крепи армировки и оборудования комплексов ЦПТ.

Для предупреждения аварийных ситуаций на комплексах ЦПТ карьеров Кривбасса предусмотрено проведение технического диагностирования геотехнических сооружений и оборудования комплексов.

При техническом диагностировании комплексов ЦПТ необходимы нормативно обоснованные основные методические положения выполнения данного вида работ.

Разработанные НИГРИ ГВУЗ «КНУ» основные методические положения технического диагностирования комплексов ЦПТ карьеров Кривбасса состоят из отдельных методик каждого из видов технического диагностирования геотехнических объектов и оборудования комплексов ЦПТ и включают:

1. Анализ эксплуатационной, конструкторской и ремонтной документации диагностируемых комплексов.
2. Исследования методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли породного массива, прилегающего к диагностируемым комплексам.
3. Проведение обследования крепления горных выработок диагностируемых комплексов.
4. Проведение обследования ленточных конвейеров.
5. Вибродиагностика оборудования диагностируемых комплексов.
6. Проверка состояния металлических конструкций.
7. Проверка состояния электрооборудования.
8. Проверка состояния систем автоматизации, предупреждающей сигнализации, защит, блокировок, приборов и устройств безопасности.
9. Проверка состояния фундаментов.
10. Проверка обследования колодцев крупного дробления.
11. Изучение условий взаимодействия рельсового пути и вагонов наклонных подъемников.

НИГРИ ГВУЗ «КНУ» для технического диагностирования комплексов ЦПТ карьеров Кривбасса разработал и впервые начал применять структурно-геодинамическое картирование состояния породного массива, прилегающего к диагностируемым комплексам, с помощью метода естественного импульсного электромагнитного поля Земли («ЕИЗМПЗ»).

Эффект ЕИЭМПЗ от напряженного породного массива имеет механоэлектрическую природу, поскольку вызывается процессами изменения напряжения и деформирования в массиве горных пород. НИГРИ ГВУЗ «КНУ» применяет предложенные основные методические положения технического диагностирования комплексов ЦПТ при выполнении научно-исследовательских и научно-технических работ на карьерах, которые эксплуатируются ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» и ПАО «Ингулецкий ГОК».

УДК 622.236.2

О.А. ВУСЫК, аспирант, А.Н. ПЫЖИК, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет», Украина

АНАЛИЗ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ ПРИМЕНЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО СПОСОБА РАЗУПРОЧНЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД, КОТОРЫЙ ПОВЫШАЕТ ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Современное экономическое состояние горнодобывающей промышленности Украины требует поиска и освоения новых технических и технологических решений, которые повысят показатели эффективности добычи железистых кварцитов.

На данный момент особое внимание уделяется сохранению и снижению себестоимости производства продукции соответствующего качества. В связи с этим, предприятия горно-металлургического комплекса стоят перед проблемами, связанными с необходимостью наращивания объемов добычи руды на значительных глубинах, поиском, исследованиями и реализацией новых, более производительных технологических схем добычи, способов и средств первичного разрушения массива.

Целью работы является обзор и анализ механического способа разрушения горних пород при открытой разработке железорудных месторождений, который снижает себестоимость добычи железной руды.

Страны зарубежья добывают руду с использования современных машин беспрерывного действия, и их опыт может иметь большое значение для отечественных горнодобывающих предприятий. Исследование, связанное с изучением данного вопроса, позволит получить качественное и количественное представление о закономерности механического процесса разрушения горных пород.

Анализ современного состояния научных поисков в области разработки новых методов разрушения горных пород показывает, что, несмотря на их достаточно высокую эффективность, они все ещё находятся в стадии лабораторных и поисковых исследований. Наряду с этим выемочные машины механического разупрочнения, способные разрабатывать горную породу без предварительной подготовки к выемке, на сегодняшний день нашли достаточно широкое применение.

Разрушение горного массива связано с использованием различных видов энергии при воздействии на породу и с изменением самого механизма разрушения. Большой интерес представляет оборудование, которое выполняет механическое дробление горных пород с последующей выемкой и погрузкой её в транспортное средство. Это значительно снижает затраты на разработку горного массива.

Подготовка горных пород к выемке заключается в изменении природного состояния горных пород с целью добычи их из массива принятым способом. Способ разрушения должен обеспечить:

- достаточную степень и равномерность дробления добываемых горных пород;
- проработку подошвы уступа без оставления порогов;
- образование развала взорванной горной массы требуемой формы и размеров;
- достаточный для бесперебойной работы экскаваторов объем разрыхленных пород;
- высокую экономичность и безопасность работ [1].

Способ механического разрыхления горного массива характеризуется экологической чистотой технологического процесса, низкой себестоимостью, высокой производительностью и безопасностью ведения горных работ.

Поэтому перспективным направлением является исследование критериев оценки механического способа разработки горных пород, повышение эффективности его применения, разработка технологии отработке железорудных месторождений фрезерными комбайнами.

Список литературы

1. Горное дело / [**Ю.П. Астафьев, Г.С. Сулима, В.Г. Близнюков** и др.]. – М.: Недра, 1973. – 384 с.

УДК 624.131.537

В.І. ГУМІНСЬКА, студентка, С.В. КАЛЬЧУК, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

ОБҐРУНТУВАННЯ КРИТЕРІЇВ ЯКОСТІ ВІДКОЛУ КАМЕНЮ СТАТИЧНИМИ ТА ДИНАМІЧНИМИ МЕТОДАМИ ШПУРОВОГО СПОСОБУ ВИДОБУВАННЯ

Шпурові методи відокремлення каменю від масиву при відкритому способі розробки, не дивлячись на значне освоєння та величезний досвід застосування, залишають за собою ряд відкритих питань, пов'язаних з якістю процесу виконання відколу. Навіть без урахування людського фактора, даний клас методів відокремлення характеризується певним відсотком операційних втрат та непрогнозованим відхиленням площини відколу від наміченого напряму. Не дивлячись на відносну простоту даного способу видобування, взаємозв’язок деяких основних параметрів процесу з якістю відколу досі ще не встановлений.

Особливістю видобування блочного облицювального каменю є застосування широкого спектру засобів відокремлення від масиву в діапазонах від статичних до динамічних (вибухових). Головним завданням такої технології є забезпечення рівного відколу каменю по магістральним тріщинам. Як показує практика видобування блочного каменю цими способами, процес трішиноутворення супроводжується в багатьох випадках відхиленням напряму магістральної тріщини від заданого та розвитком радіальних тріщин.

При оцінці ефективності процесу видобування блочного облицювального каменю керуються лише одним показником, таким, як якість відколу. В багатьох літературних джерелах якість відколу розглядається, як питомий обсяг втрат сировини, пов’язаний з нерівною геометрією бурових робіт при підготовці до виймання.

Втрати продукції за даних умов визначаються, як відношення мінімально можливих геометричних втрат, пов’язаних з нерівністю буріння, до дійсних втрат, що полягають у деякому відхиленні шпура від заданого напряму стрічки. Така постановка задачі в деякому наближенні вважається вірною. Однак не враховує того, що якість відколу може погіршитися не тільки за рахунок збільшення обсягів пасирування, але й можливим утворенням тріщин в напрямах, що значно відрізняються від напряму відколу. Одна єдина тріщина, яка за напрямом не збігається з заданим, значно більше знижує вихід товарного блоку, ніж відхилення усіх шпурів стрічки разом узятих (приклад, діагональної тріщини, яка може зробити непридатним для використання весь товарний блок).

В більшості випадків причиною виникнення неконтрольованих тріщин є режими та послідовність прикладення навантажень в масиві. Швидке наростання напружень в шпурі та нерівномірні значення зусиль відколу призводять до крихкого руйнування навколошпурової області масиву. Це потребує встановлення критеріїв та меж з відповідними подальшими рекомендаціями діапазонів допустимих режимів відколу каменю статичними, субдинамічними та динамічними методами. З метою обґрунтування критеріїв, що визначатимуть ймовірність розвитку неконтрольованих тріщин, необхідно врахувати дві умови:

динаміка прикладення навантажень;

різниця величин прикладення навантажень за сусідніми шпурами.

У першій умові дослідження критерію зводиться до визначення радіуса та динаміки наростання зусиль відриву, за яких радіальні тріщини припиняють свій розвиток, а ріст продовжують тільки тріщин, що близькі або співпадають з магістральними.

За другою умовою критерієм зміни напрямку магістральної тріщини є гранична різниця напружень на стінках сусідніх шпурів, за яких тріщина при відхиленні від заданого напряму не поширюватиметься до сусіднього шпура. Спільним для двох цих умов є динаміка, з якою здійснюватиметься цей процес. Актуальність даних обґрунтувань критеріїв якості відкремлення залишатимуться тільки для статичних та субдинамічних режимів, так як для динамічних радіальними тріщинами пошкоджено буде зону масиву, що прилягає до шпура, а час, за якого виникне нерівномірність прикладнення навантажень між сусідніми шпурами, буде мізерно малим і не вплине на перебіг процесу тріщиноутворення.

УДК 624.271

І.В. ОХРІМЕНКО, студ.,
С.В. КАЛЬЧУК, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОГО КУТА НАХИЛУ ҐРУНТОВИХ АНКЕРІВ, ЩО ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ ДЛЯ ЗАКРІПЛЕННЯ РОЗКРИВНИХ УСТУПІВ

Подальший розвиток ресурсної бази будівельних гірських порід України, представлених кристалічними породами, пов'язаний із залученням покладів з гіршими умовами залягання корисної копалини. Передусім це стосується родовищ гранітів та інших кристалічних порід, основна частина яких вже відпрацьована з купольної частини родовища, а значні запаси покривається розкривними породами товщиною понад 20 м. Постає питання не тільки техніко-економічного обґрунтування експлуатації таких родовищ, а й питання забезпечення стійкості розкривних уступів, складених піщаними та піщано-глинистими породами.

В Україні великий обсяг видобутку кристалічних корисних копалин припадає на буровибуховий спосіб. Розкривними породами на кар'єрах є переважно осадові породи, яким притаманні такі властивості, як сипучість. В умовах сейсмічної зони, укріпленню розкривних уступів повинна приділятися особлива увага, тому що в таких умовах порушення стійкості може здійснюватися в глибині масиву по визначеній поверхні ковзання. При різних геометричних параметрах влаштування анкерів забезпечується різна за ефективністю та трудомісткістю стійкість уступів. У зв'язку з цим обґрунтування геометричних параметрів конструкцій закріплюючих елементів є актуальною задачею.

Для її вирішення необхідно здійснити обґрунтування кута нахилу анкерів які сприймають навантаження на згин в результаті дії руйнівних сил уступу, а утримання цих анкерів здійснюється шляхом їх влаштування в закріплений ґрунт за межами поверхні ковзання. Технологія влаштування анкерів включає в себе попереднє буріння з ущільненням стінок свердловини. Ущільнення свердловини може здійснюватись електричним та механічним способами, а також за допомогою труби - ін'єктора. В пробурену свердловину влаштовують арматурний каркас. За допомогою бетонного насосу свердловину заповнюють цементним розчином, після чого здійснюють витримку до набору номінальної міцності. На перший погляд ця технологія є нескладною, однак у фінансовому вираженні є досить вартісною, що потребує ретельного обґрунтування варіантів здійснення укріплення анкерним способом.

За допомогою сучасних програмних пакетів було досліджено ряд уступів з можливими варіантами положення ґрунтових анкерів. При дослідженні уступів у якості критерію оцінки було використано мінімальний коефіцієнт запасу стійкості. При різних кутах нахилу анкерів відповідно змінювалась і стійкість уступу. Дослідження виконувалося переважно для уступів висотою 10 м, що складені розсипними породами, такими як пісок, супісок, суглинок та глина. Для уступу висотою 10 м з кутом нахилу відкосу 40˚ та 45˚ було встановлено, що необхідно здійснювати укріплення за допомогою 3-х рядів анкерів, для 50˚ – 4-х рядним анкеруванням. Кут нахилу залягання кожного ряду анкера відносно горизонту варіюється в межах 0- 90˚.

В результаті проведених досліджень було встановлено, що верхній ряд анкерів доцільно виконувати з певним нахилом. Для різних варіантів уступів цей кут є різним, але постійно повинен знаходитися в межах 0-10˚. Для більш крутих відкосів уступів цей кут є більшим, ніж для зволожених порід, що пов'язано з утриманням верхнього ряду анкерів дією сил вищележачих порід. Чим більша потужність цього шару – тим більша несуча здатність анкерів верхнього ряду, а отже, при збільшенні кута нахилу анкера збільшується коефіцієнт запасу стійкості. Також дослідження показали, що оптимальним положенням анкерів для нижнього ряду є горизонтальне. Це пов'язане з тим, що в нижній ділянці уступу ширина призми зсуву зменшується, а відповідно зменшується і відстань взаємодії анкера з руйнівною ділянкою, тоді як при горизонтальному заляганню ця відстань є максимальною, про що свідчить коефіцієнт запасу стійкості. Кут нахилу анкерів, розташованих на середині відкосу уступу, для різних кутів його нахилу є різним, але має перебувати в межах 0-30°.

УДК 622.271.2

Д.Л. НЕСТЕРЧУК, аспірант, О.М. ТОЛКАЧ, канд. техн. наук,
ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»

ЕНЕРГЕТИЧНІ ОСНОВИ ОПТИМІЗАЦІЇ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ КАР'ЄРІВ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

Сучасні відкриті гірничі роботи і комплекси з переробки буто-щебеневої сировини характеризуються великими масштабами і потужністю використовуваного обладнання. В умовах зростаючого дефіциту енергетичних, матеріальних, трудових та інших видів ресурсів, все більш актуальною стає проблема вдосконалення організації, планування й управління виробництвом. Важливою складовою частиною цієї проблеми є питання нормування споживання ресурсів і оптимізації виробництва, які тісно пов'язані між собою.

Труднощі виведення цих завдань на рівень автоматизованого управління основними технологічними процесами полягає у відсутності простих і досить надійних критеріїв їх оптимізації.

Ідеальним варіантом вирішення проблеми можна вважати такий, за якого управління технологічними процесами видобутку і переробки гірничої маси проводиться з використанням єдиного критерію оптимізації.

Дослідження дозволили встановити, що в якості такого універсального критерію можуть бути прийняті показники питомих енерговитрат по основних процесах. Переваги використання цих показників полягають в наступному. Питома енергоємність є мірою опору породи руйнуванню в процесах буріння, підривання, дроблення і подрібнення та копання в процесі екскавації. Витрати енергії в процесах, що здійснюються машинами з електричним приводом, можуть бути визначені за допомогою нескладних пристроїв, зафіксовані в цифровому вигляді і передані на диспетчерський пункт або в обчислювальний центр. Показник питомої енергоємності поєднує в собі натуральний і економічний (вартісний) зміст. Важливою особливістю цього критерію оптимізації є його однозначний зв'язок з вартісними витратами.

Мінімум собівартості обов'язково відповідає мінімуму енерговитрат. Це робить енергетичний критерій особливо зручним для використання у вирішенні завдань контролю ефективності процесів, їх оптимізації, управління і планування.

Кінцева мета управління виробничим процесом полягає в отриманні продукту заданої кількості та якості з найменшими витратами. В енергетичному еквіваленті це може бути виражено так: будь-який агрегат повинен працювати з повним навантаженням ($E=N_t\rightarrow\max$) в умовах мінімальної питомої енергоємності процесу ($e\rightarrow\min$). Так як технологічні процеси видобутку і переробки корисних копалин – тісно пов'язані міжсобою, їх управління та оптимізація повинні бути підпорядковані загальній меті — мінімізації питомих енерговитрат на виробництво одиниці кінцевого продукту.

І. А. Тангаєвим було доведено, що питомі витрати енергії на розробку і навантаження 1 м^3 об'єктивно відображають весь комплекс фізико-технічних параметрів підірваної гірничої маси.

Цей показник – простіший у вимірі, ніж показник питомого опору копання, який використовується в якості характеристики екскавуємих порід.

Питома енергоємність екскавації [кВт-год/м^3 (кВт-год/т)] визначається відношенням повних енерговитрат до кількості навантаженої породи або руди

Аналіз показує, що при постійному значенні вартості машино-зміни, витрати на навантаження 1 м^3 – пропорційні питомої енергоємності процесу й обернено пропорційні повній витраті енергії протягом зміни. Звідси випливає, що оптимізація процесу екскавації повинна здійснюватися за рахунок реалізації критеріїв $e_e\rightarrow\min$, $E\rightarrow\max G$. Після проведеного аналізу було доведено, що і в цьому випадку мінімуму енергетичних витрат відповідає мінімум вартості, отже, показник питомої енергоємності екскавації є критерієм оптимізації цього процесу. Таким чином, показник питомої енергоємності екскавації слід розглядати не тільки як характеристику екскавуємості порід для нормування й оплати праці, але також як кількісну міру якості вибуху. В цьому відношенні e_e може використовуватися в системі автоматичного управління комплексу буропідривних і екскаваторних робіт.

УДК 622.271.324:553.042

Д.В. ШВЕЦ, аспирант, ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины

АНАЛИЗ ФАКТИЧЕСКОГО ПОЛОЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ТРАНСПОРТНОЙ СХЕМЫ ПЕРВОМАЙСКОГО КАРЬЕРА ЧАО «СЕВЕРНОГО ГОКа»

Исследование развития ведения горных работ в глубоких карьерах при доработке их до конечной глубины, с помощью использования графических методов текущего планирования открытых горных работ и геологических погоризонтных планов, позволяет установить фактические параметры основных элементов (ширину рабочей площадки и длину рудного фронта) системы разработки Первомайского карьера ЧАО «СЕВГОК», проанализировав имеющие мощности выемочно-погрузочного оборудования и достигнутую ими производительность.

Согласно выполненного в 2011 г. ГП «ГПИ «Кривбасспроект» Рабочего проекта «Увеличение производительности ОАО «СевГОК» до 45 млн т сырой руды в год» эксплуатация Первомайского карьера в текущем 2016 г. должна была выполняться со следующими технико-экономическими показателями:

добыча руды - 22000 тыс. т; выемка вскрышных пород – 18711 тыс. м^3; коэффициент вскрыши 0,85 м^3/т; завершение строительства рудного комплекса ЦПТ минус 190 м; ввод железнодорожного транспорта до горизонта +5,0 м.

Таким образом, при выполнении ранее согласованной проектной документации, создаются достаточные условия для увеличения производительности Первомайского карьера ЧАО «СЕВГОКа» по добыче руды до 22000 тыс. тонн в год. Перспективные работы по расконсервации северного борта карьера предоставляют возможность вскрыть и вовлечь в отработку ранее законсервированные запасы второго рудного тела на севере, что в свою очередь позволяет завести железнодорожный транспорт на горизонты +17,0 +5,0 м и отрабатывать их непосредственно на железнодорожный транспорт.

Однако, учитывая сложившуюся тенденцию обвала потребительских цен на мировом рынке железорудного сырья [1, 2], которое уже длится с начала 2014 г., горнодобывающему предприятию необходимо обеспечить реализацию мероприятий по увеличению средней длины экскаваторного блока при добыче руды и выемки вскрышных пород с 250 и 550 м соответственно до рекомендуемых 650 м [3].

Также увеличить объемы готовых к выемки запасов руды с 0,93 месяца до нормативных 1,5 месяца [3], за счет перемещения вскрышных экскаваторов, работающих на верхних горизонтах, на нижележащие горизонты. Выявленное отставание по вскрышным работам в Первомайском карьере ЧАО «СЕВГОКа» может быть ликвидировано при повышении производительности имеющихся экскаваторов в пределах нормативной величины.

Расконсервация геологических запасов железной руды под существующими системами автомобильных и железнодорожных съездов, перегрузочным пунктом -15/-25 м, расположенным на восточном борту карьера, и концентрационным горизонтом комплекса ЦПТ минус 115 м позволит не только дополнительно извлечь из недр 183,2 млн. тонн железной руды, но и обеспечит снижение себестоимости добычи 1 т железной руды за счет сокращения затрат на выполнение вскрышных работ до 20%, отвалообразование и транспортировку вскрышной массы до 12%.

Список литературы

1. «Двойное дно» рынка железной руды [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.metaltorg.ru/analytics/ores/?id=628. – Загл. с экрана.

2. Технологическая схема дополнительной углубки открытой разработки крутопадающих месторождений с частичным изменением проектных контуров / **А.В. Романенко, Д.В. Швец, В.В. Панченко** [и др.] // Форум гірників-2014: матеріали міжнар. конф. – Д.: ТОВ «ЛізуновПрес», 2014. – Т. 1. – С. 129-134.

3. СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. – К.: Министерство промышленной политики Украины, 2007. – 279 с.

УДК 656:622.271

С.О. ЖУКОВ, Ю.М. НІКОЛАШИН, доктори техн. наук, проф.,
Ю.М. НАВІТНІЙ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОРГАНІЗАЦІЙНО-РЕСУРСНИЙ АСПЕКТ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ РОЗРІЗУ «МОРОЗІВСЬКИЙ»

ДП «ОК «Укрвуглереструктуризація» на підставі Протокольного рішення засідання Секції «Вугільна промисловість» науково-технічної Ради Міненергетики та вугільної промисловості України від 30.06.2016 р. оголосило умови щодо тендерної документації на розробку техніко-економічного обґрунтування (ТЕО) вибору найбільш економічно ефективного способу рекультивації розрізу «Морозівський» (ліквідація об'єкту ДП «Бурвугілля», Олександрійський р-н, Кропивницька обл.). Відпорвідно до оголошених умов склад ТЕО повинен включати аналіз та оцінку рекультивації: 1) гідромоніторами; 2) вибуховим способом; 3) екскаваторами типу ЕШ 10/70 та ЕШ 6/45 з їх обстеженням та діагностикою щодо доцільності придбання нових.

У чому ж вбачається головна проблема цієї на перший погляд не надто складної роботи? І чому не спостерігається «аншлаг» в оголошеному тендері попри збігання визначених його термінів? А вся справа, насамперед, полягає в зубожінні матеріально-технічної бази дослідницьких структур регіону, хоча кваліфікаційні критерії щодо учасників та вимоги, установлені статтею 17 Закону, на підставі якого регламентуються дослідження, витримуються достатньою кількістю фахівців і з вузівських науковців, і з науково-дослідних та проектних інститутів та фірм.

Відповідно до ст. 16 Закону у складі тендерної пропозиції учасник повинен мати:

наявність обладнання й матеріально-технічної бази: GPS-приймача, тахеометра, програмного комплексу для обчислення даних і виконання ТЕО, атестованої лабораторії на проведення досліджень грунтів для визначення їх фізико-механічних і гідрогеологічних характеристик;

наявність працівників відповідної кваліфікації, які мають необхідні знання та досвід: необхідних для виконання сертифікованих фахівців; сертифікованого провідного інженера-проектувальника з правом проектувати об'єкти будівництва класу наслідків СС3 (об'єкти V категорії складності), який працює на підприємстві на постійной основі; сертифікованих інженерів-проектувальників в частині інженерних вишукувань, які мають стаж роботи не менше 10 років та працюють на підприємстві на постійній основі або працюють та проходять навчання;

наявність документально підтвердженого досвіду виконання аналогічного договору, а саме: наявність успішного досвіду виконання аналогічного договору, успішного досвіду проектування об'єкту, досвіду виконання проектів ліквідації шахт (розрізів), досвід виконання коригування проектів ліквідації шахт (розрізів); досвід отримання позитивного звіту за висновком державної експертизи щодо розгляду проектної документації з проектування ліквідації шахт.

Перелік вищезазначених умов, навіть при поверхневому аналізі, робить очевидним неможливість якісного виконання досліджень та складання ТЕО однією установою. Якщо мова дійсно ведеться про серйозні розробки й замовник налаштований на реалізацію того, що замовляє. Адже об'єкт є досить складним і масштабним, а відтак – дешево реалізованим бути не може. В той же час, навіть самої загальної вихідної топографічної, гідрогеологічної, гірничотехнічной й інш. інформації явно бракує. Та замовник в умовах угоди передбачає збір її й комплектацію - виконавцями. А це - не тільки рекогносцировки на об'єктах дослідження, а - цілий комплекс геодезичних польових та камеральних робіт, аж ніяк не обмежений тахеометрією, так як вимагає, наприклад, обов'язкового картування відвалів у прив'язці до складу порід та їхнього стану; геологічного зондування, гідрогеологічних та гідрологічних вишукувань (адже першим пунктом тендера передбачається аналіз та оцінка рекультивації – гідромоніторами); екологічного моніторингу та прогнозу, й багатьох інших сполучених досліджень. А усе це разом - набагато перевищує задекларовані в тендерній документації роботи й ресурси.

Тому твердо переконані в тому, що дане завдання може і має виконуватися програмно координовано компетентним і повністю забезпеченим консорціумом у складі підрозділів провідних спеціалізованих установ.

При цьому центром координації може бути Національний гірничий університет, або ін. І мова йде зовсім не про створення якоїсь чергової «кормушки» за рахунок державних коштів.

Запропонована структура може, а зрештою і має бути компактним, але мобільним об'єднанням дійсно компетентних фахівців різних напрямків. Тому зараз розробляються можливі варіанти організаційних пропозицій з відповідним їх обґрунтуванням.

УДК 622.837: 622.272

М.І. СТУПНІК, В.О. КАЛІНІЧЕНКО, доктори техн. наук, проф.,
М.Б ФЕДЬКО, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДЗЕМНИХ ШТУЧНИХ СПОРУД ПРИ ВИДОБУТКУ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТ КРИВБАСУ

На разі на глибоких горизонтах шахт Кривбасу при видобутку багатих залізних руд застосовують різні варіанти двох систем розробки: підповерхового обвалення та підповерхово-камерної. Систему підповерхового обвалення застосовують при відпрацюванні неміцних та недостатньо стійких або нестійких руд у таких же вміщуючих породах. Оскільки на глибоких горизонтах гідро-геологічні умови є доволі складними, то домінуючими є варіанти даної системи з відбійкою руди на компенсаційний простір. Компенсаційні камери, які і є власне штучними спорудами, бувають різної форми, але найбільш поширеними на наших шахтах є горизонтальні, вертикальні та похилі. Підповерхово-камерні системи розробки застосовують при дещо більшій міцності та стійкості руди і вміщуючих порід й власне камера і є тією штучною спорудою у масиві гірських порід, яка повинна проіснувати (в залежності від її запасів та конкретних умов) від двох до чотирьох місяців на період відробки камерного запасу до масового обвалення целіків та її погашення.

Моделювання напружено-деформованого стану рудного масиву та вміщуючих порід виконували за допомогою математичного моделювання даного процесу із застосуванням методу кінцевих елементів з використанням програми Ansis 16.2.

При дослідженні стійкості компенсаційних камер різної форми було сформовано моделі, які відповідали камерам, відповідно, горизонтальної, вертикальної прямокутної та вертикальної трапецієвидної форми, похилої з різними кутами нахилу покрівлі камери та шатрової форми з різними кутами основи шатра покрівлі камери. За результатами моделювання встановлено, що за рівних умов найменш стійкими є горизонтальні компенсаційні камери, дещо вищу стійкість мають похилі компенсаційні камери (при цьому їх стійкість суттєво залежить від кута нахилу покрівлі похилого оголення і повинна бути не менше 35-40°), а найвищу стійкість мають камери вертикальної та шатрової форм. Враховуючи вищезазначене необхідно на шахтах Кривбасу більш широко застосовувати компенсаційні камери шатрової форми, яка забезпечує їх високу стійкість навіть у найбільш складних гірничо-геологічних умовах.

При застосуванні підповерхово-камерних систем найбільш вразливим з точки зору стійкості конструктивним елементом є стелина. Було сформовано моделі, які відповідали різним формам стелини та їх окремим різновидам. Досліджувалась стійкість горизонтальної стелини, стелини шатрової форми (з різними кутами утворення шатра), склепінчатої форми з різним радіусом кривизни склепіння та похилої стелини з різними кутами її нахилу (від 20 до 70°). У результаті виконаних досліджень встановлено, що за однакових умов найвищу стійкість має стелина склепінчатої форми з відносно невеликим радіусом її закруглення, що дає можливість уникнути утворення у кутових зонах камери гострих кутів, які є концентраторами підвищених стискуючих напружень. Застосування такої форми забезпечує стійкість стелин навіть у рудах невеликої міцності (f=4-6 балів) на глибинах до 1700 м (за умови правильно визначених згідно інструкції НДГРІ [1] параметрів та дотримання технології її утворення). Дещо меншу, але також досить високу стійкість мають похилі стелини (з кутом їх нахилу 60° та більше) та стелини шатрової форми, які при правильно вибраних їх параметрах та дотриманні технології робіт при утворенні забезпечують їх стійке існування на глибинах до 1700 м навіть при мінімальній розглянутій міцності руд (f=4-6 балів). Найменшу стійкість мають горизонтальні стелини. Тому їх застосування при збільшенні глибини розробки до 1450…1500м допустиме лише при підвищеній міцності руд, у покладах невеликої потужності та мінімальних термінах існування. При ще більшій глибині розробки необхідно відмовлюватись від горизонтальних стелин та застосовувати стелини іншої форми (склепінчату, шатрову або похилу).

Список літератури

1. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / Постанова Міністерства промислової політики України (**Бабець Є., Сакович В., Сиротюк С., Цариковський В. та ін.**). – Київ: Мінпромполітики України, 2010. – 122 с.

УДК 622.831.3

А.И. ВОЛОШИН, д-р техн. наук, проф., член-корр. НАН Украины,
О.В. РЯБЦЕВ, канд. техн. наук, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДЕЗИНТЕГРАЦИИ ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КРИТЕРИЯ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ

На сегодня повышение эффективности работы угольных шахт в части обеспечения максимально возможного уровня добычи и безопасности ведения горных работ неразрывно связано с предварительным проведением комплексного геомеханического прогноза. Данный прогноз направлен на определение рациональных технологических параметров ведения горных работ. Используемые для этих целей методологии отечественных и зарубежных исследователей в разной степени учитывают геомеханические факторы, но особенности самого процесса разрушения горных пород помимо констатации факта «разрушилось - не разрушилось» не учитывают, что приводит к существенным отклонениям прогнозных величин от фактических, которые порой отличаются на порядок. Поэтому назрела необходимость в разработке и создании методологии, позволяющей прогнозировать геомеханические процессы с учетом особенностей процесса деградации породы.

Результаты численного моделирования процесса разрушения породных образцов с использованием различных критериев прочности показали, что большинство из них не могут описать закономерности разрушения осадочных горных пород без введения физически обоснованного дополнительного коэффициента или системы коэффициентов. Наиболее близкие значения получены с помощью критерия Парчевского-Шашенко, погрешность которого не превышает 30% по отношению к соответствующим значениям, полученным экспериментальным путем. Однако использование этого критерия при моделировании процесса разрушения осадочных горных пород позволяет констатировать только сам факт разрушения, но не дает представления о закономерностях дезинтеграции породы: закономерности формирования и распространения разрушают трещин и тому подобное. Таким образом, для получения картины дезинтеграции породы при численном моделировании необходим другой методический подход, который позволит получить закономерности процесса разрушения.

Теория поврежденности дает описание эволюции рассеянных дефектов - микротрещин, число которых в любом элементарном объеме предполагается весьма большим, что позволяет описывать этот процесс с помощью осредненного параметра – поврежденности. Главное преимущество теории поврежденности перед теориями прочности состоит в учете предыстории нагружения, предшествующей макроскопическому разрушению.

Анализ лабораторных исследований и численного моделирования процесса разрушения осадочных горных пород показал, что важную роль в определении закономерностей процесса разрушения играет условие закрепления образца. Используя основы теории повреждаемости и выделив три основных условия закрепления образцов: первое - нижняя часть полностью закреплено, верхнее имеет возможность двигаться только по вертикали под действием силы; второе - нижняя часть закреплено только от движения по вертикали, верхнее движется только по вертикали; третье - нижняя часть полностью закреплено, верхнее движется только по вертикали под действием собственного веса, было проведено численное моделирование процесса разрушения.

Полученные при проведении численного моделирования результаты, достаточно хорошо описывают процессы дезинтеграции породных образцов и позволяют сделать вывод, который совпадает с выводами по результатам работ отечественных и зарубежных авторов, о том, что механизм разрушения геоматериалов носит перколяционно-фрактальный характер, привлекая методы сплошной среды (необязательно изотропной), теорию повреждаемости (скалярную или тензорную), теорию перколяционных кластеров. Дальнейшие исследования в данном направлении, опираясь на полученные результаты, будут сосредоточены на использование теории повреждаемости и фрактального анализа для решения задач, связанных с получением закономерностей разрушения осадочных горных пород.

Это позволит вывести комплексный геомеханический прогноз напряженно-деформированного состояния горных пород на качественно новый уровень.

УДК 622.258: 622.831

В.Я.ПРУШАК, д-р техн. наук, проф., член-корр. НАН Беларуси, техн. директор,
А.А. ГАРНИШЕВСКИЙ, научн. сотр., А.А. ГАВРИКОВ, канд. техн. наук, вед. научн. сотр.
Научно-производственное унитарное предприятие «Институт горного дела», г. Солигорск,
Республика Беларусь

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ МОНИТОРИНГА ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ПРОГНОЗА ОПАСНЫХ ОРБРУШЕНИЙ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ В ЛАВАХ КАЛИЙНЫХ ПЛАСТОВ СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В настоящее время слоевая выемка длинными очистными забоями (лавами) является основной технологией отработки Третьего калийного пласта на всех рудниках Старобинского месторождения. В последние годы совершенствование технологии осуществляется путем сокращения потерь запасов в охранных целиках.

Несмотря на длительный период (начиная с 1985 года) применения на месторождении технологии слоевой выемки и использование в очистных забоях крепей с несущей способностью не ниже 600 кН/м^2 в комплексе с разупрочнением кровли и с другими защитными мероприятиями, до сих пор не удалось полностью решить проблему безопасного поддержания призабойного пространства нижних лав при интенсивных динамических воздействиях труднообрушаемой кровли. По этой причине до сих пор актуальна задача оперативного контроля и прогноза возможных опасных обрушений основной кровли при помощи автоматизированных систем контроля пригрузок секций забойной гидрокрепи, которые позволяют производить в автоматизированном режиме сбор и анализ поступающей информации, а также выдачу предупреждающих сигналов об опасности.

Работы по созданию аппаратных средств прогноза опасных проявлений горного давления для лав рудников Старобинского калийного месторождения ведутся с 1989 г. К числу первых разработок аппаратных средств относится аппаратура контроля опасных обрушений кровли в лавах СКОК и СКОК-2. Контролировалось давление жидкости в поршневой полости, как правило, одной из гидростоек в лаве. При достижении предельной скорости пригрузки за контрольное время в технологическом цикле система автоматически включала звуковой сигнал в диспетчерской рудника об опасном развитии горного давления, после чего принималось решение о выводе персонала из призабойного пространства лавы.

В 2000 г. была создана автоматизированная система контроля горного давления (ТСК-ОК), которая позволяла одновременно контролировать 10 гидростоек. В основу программного обеспечения ТСК-ОК был положен аналог алгоритма СКОК.

Основным недостатком перечисленных выше систем оставалась низкая достоверность прогноза, заключающаяся как в большом количестве ложных срабатываний по выдаче сигнала тревоги, так и отсутствии реакции на ухудшение геомеханической ситуации в лаве.

К 2002 г. была разработана новая методика автоматизированного сбора, передачи и обработки данных, создан алгоритм прогноза опасного обрушения кровли. Они были реализованы в автоматизированной системе контроля давления кровли (КоДаК). Алгоритм в процессе эксплуатации системы КоДаК с 2005 г. по настоящее время функционирует в нижних слоевых лавах Третьего калийного пласта всех рудников объединения. За всю историю существования этой системы ею было оснащено более 50 лав.

В настоящее время в связи с развитием электроники и горной науки появилась возможность не только заменить и расширить элементную базу в аппаратуре, но и реализовать более сложные алгоритмы прогноза опасных ситуаций. Совместно с аппаратурой КоДаК в лавах ОАО «Беларуськалий» на данный момент функционируют системы мониторинга горного давления X-MAN фирмы EMAG и Press-Cater фирмы KOPEX, которые позволяют контролировать все гидростойки забойной крепи в лаве, а также служат инструментом для изучения взаимодействия крепи с боковыми породами. Унитарным предприятием «Институт горного дела» сегодня производится совершенствование алгоритма прогноза с его адаптацией к новейшим системам контроля. Разработана и введена в опытную эксплуатацию система контроля и прогноза опасных обрушений ПрОК.

УДК 622.27

Л. А. КРУПНИК, д-р техн. наук, проф.,
Казахский национальный технический университет, Казахстан
Ю. Н. ШАПОШНИК, д-р техн. наук, проф., Институт горного дела СО РАН, Россия
С. Н. ШАПОШНИК, д-р техн. наук, проф.,
Восточно-Казахстанский технический университет, Казахстан

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ СРАВНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ЗАПОЛНЕНИЯ "КУПОЛОВ" ВСПЕНИВАЮЩИМИСЯ СМОЛАМИ НА ШАХТАХ ТОО "ВОСТОКЦВЕТМЕТ"

Технология заполнения "куполов" в горных выработках с применением технологии быстрого заполнения пустот вспенивающими материалами была испытана на Артемьевской и Орловской шахтах ТОО "Востокцветмет" компании "Kaz Minerals".

На Артемьевской шахте была испытана технология заполнения "куполов" объемом 1200 и 80 м^3 с применением фенольной смолы "Карбофил" и цементной смеси "Текфом" производства фирмы MINOVA. Опытно-промышленные испытания наряду с положительными сторонами выявили ряд существенных недостатков данной технологии заполнения "куполов". Так, при заполнении "куполов" цементной смесью "Текфом" наблюдались значительные утечки смеси через неплотности в креплении выработки, достигавшие значений от 25 до 40%, что свидетельствует о том, что с помощью фенольной смолы "Карбофил" сложно создать герметизирующий упрочненный слой толщиной около 0,15-0,2 м по всей площади закрепного пространства. Просачивание цементной смеси "Текфом" через неплотности в креплении выработки устранялось предварительной изоляцией закрепного пространства изоляционным материалом, укладываемым поверх рамной крепи, а также заделкой стыков мешковиной или нанесением набрызгбетона на поверхность затяжки. Выполнение работ значительно удорожило работы по заполнению "куполов". На сегодняшний день ТОО "Минова Казахстан" является одним из монополистов по реализации вспенивающихся материалов в Республике Казахстан, в связи с чем стоимость фенольной смолой "Карбофил" и цементной смеси "Текфом" достаточно высока, так стоимость фенольной смолы "Карбофил" в ТОО "Минова Казахстан" - 3,22 долл. США/кг, цементной смеси "Текфом" - 0,41 долл. США/кг.

На Орловской шахте в рамках опытно-промышленных работ проводилось заполнение "купола" объемом 336 м^3, который частично был закострен кругляком. Заполнение "купола" производилось смолой фенольной вспенивающейся двухкомпонентной "Блокфил". Подача двухкомпонентной смолы "Блокфил" в "купол" проводилась двухкомпонентным инъекционным насосом с пневмоприводом типа PGP по инъекционным трубкам.

Проведенные опытно-промышленные испытания показали, что с помощью фенольной смолы "Блокфил" возможно заполнять "купола" достаточно больших объемов, около 350-400 м^3, при этом возможно достичь производительности по закачке смолы - 4500-5000 кг/смену (при 6-часовой смене).

Результаты расчета материально-трудовых затрат на ликвидацию "купола" на Орловской шахте на основе сметной базы Республики Казахстан следующие, долл. США/м^3: заполнение "купола" вспенивающейся смолой "Блокфил" - 58; "кострение" лесом пустот "купола" - 44; проходка и крепление обгонной выработки - 137; огораживание перемычками аварийного участка выработки и заполнение пустот закладкой с последующей проходкой по бетону горной выработки - 108. Проблема ликвидации "куполов" для горных предприятий ТОО "Востокцветмет" на сегодняшний день стоит очень остро, а с понижением уровня горных работ будет еще актуальней. Ликвидация "куполов" путем проходки обгонных выработок или путем заполнения их вспенивающими материалами производства в основном немецких компаний достаточно дорогостоящая, при этом технологический порядок отработки месторождения не всегда выдерживается. В качестве рекомендаций для ТОО "Востокцветмет" предлагается изменить подход к проведению горных выработок в сложных горно-геологических условиях, а именно внедрить в шахтах технологию георадиолокационных исследований при проходке горных выработок для исследования структуры массива горных пород и обнаружения пустот и технологию проходки горных выработок в разрушенном и сильнотрещиноватом горном массиве с применением технологии инъекцирования массива.

UDK 622

K. SKRZYPKOWSKI, associate professor, W. KORZENIOWSKI, professor, K. ZAGÓRSKI, associate professor, AGH University of Science and Technology, Poland

LABORATORY TEST FACILITY FOR TESTING THE TENSILE STRENGTH OF ROCK BOLTS AT AGH

The paper presents characterization a modern laboratory test facility in the AGH Department of Underground Mining, which enables testing the tensile strength of rock bolt support under various load conditions and in their natural size for underground hard coal and metal mines. It consists of several components interacting with each other: hydraulic loading arrangement of rock bolts, hydraulic power unit, first and second control panel [1,2]. Power is supplied to the system by a hydraulic power supply unit constructed on the basis of an axial piston pump with variable displacement, constant power regulators and constant pressure. Engine power of the hydraulic unit is 18 kW. Maximum supply pressure is 31 MPa. The load method on the laboratory station is established after constructing the rock bolt support: this can be static or quasi-dynamic. Power is gradually increased in the static mode. The rock bolt may remain under force at a fixed level.

The load increase of the rock bolt tested as well as its retention time is carried out with the help of a pressure regulator until complete breakage of the rock bolt. In the quasi-dynamic load mode, the rock bolt is stretched and broken by the use of maximum force in the shortest possible time resulting from the power of the pump. The hydraulic loading arrangement system consists of a support frame, on which block 8 of the hydraulic cylinders, is placed. When testing long components on the support frame, additional dual bushings are placed behind the cylinder block. Maximum piston displacement is 800 mm. The maximum rate of extension of the measuring disk is 0,03 m/s. Force measurement at the laboratory test facility are carried out using four strain gauge force sensors.

The sensors are placed every 90 degrees on the measurement disk.

The total force recorded during the bolt rod tension tests is the sum of the forces generated at the various sensor strengths.

Type FFM 50 sensors are used in the test. Each of the sensors mounted is characterized by a nominal load equal to 500 kN.

Displacement measurements of support elements (in the absence of sufficient dilation of the expansion head in the block) and the tension of the bolt rod are carried out using a HLS – S – 10 – 01 type incremental cable encoder.

The encoder has a 1000 mm cable length in which the maximum displacement speed is 1000 mm/s, while the encoder resolution is 0.1 mm/impulse.

The encoder is permanently attached to the cylinder block, while the encoder cable moves together with the extendable measuring disk. In order to determine the material deformation of the components tested (bolt rod), a lattice type electro resistant strain gauge made of constantan wire are used in the tests.

Displacement and deformation force sensors are connected to a QuantumX MX840 universal measuring amplifier via 15-pin plugs.

During the process of rock bolt expansion, the results of force measurement of displacement and deformation are recorded continuously by a program specialized in the field of measurement technology – known as "CATMAN – EASY".

The program enabled on-going (on-line) visualization and evaluation of the measurement. The modern laboratory test facility at which the rock bolt support study was carried out, has many advantages, which include: the opportunity to study rock bolts in a 1:1 scale with rods of up to 5,5 m in length, which enables the study of not only bar rods, but also cable, string pipe type of bolts, made of any given material and different ways of fixing within the rock mass; the opportunity to study mining rock bolt, as well as geotechnical and construction types, through variable values as well as static and dynamic load programs; the opportunity to apply loads in three ranges: 400 kN, 800 kN and 1,600 kN.

List of references

1. **Korzeniowski W., Skrzypkowski K., Herezy Ł**. Laboratory method for evaluating the characteristics of expansion rock bolts subjected to axial tension. Archives of Mining Sciences, 2015 vol. 60 no. 1, S. 209–224.

УДК 622.272: 550.3

Е.К. БАБЕЦ, канд. техн. наук, В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГЕОФИЗИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД НА УЧАСТКАХ ТЕХНОГЕННОГО ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ

Разработка Криворожского месторождения железных руд осуществляется с 1881 г. Вследствие длительного производства горных работ, в Кривбассе создалась ситуация, когда в верхней части земной коры образовались выемки и пустоты антропогенного происхождения, что привело к созданию значительной концентрации неуравновешенного напряжения земной коры, которое ежегодно возрастает по мере углубления горных работ.

В ряде случаев открытая и подземная разработка ведется на одном участке месторождения, что создает определенные трудности, влияет на технико-экономические показатели горнодобывающих предприятий, безопасность ведения горных работ.

Зачастую открытая разработка проводится на участках антропогенного влияния подземных горных работ.

В Криворожском бассейне при отработке подземным способом залежей железных руд образуется выработанное пространство. При этом в массиве горных пород и на земной поверхности происходит развитие процесса деформаций.

Наиболее опасными проявлениями последних являются провалы и воронки обрушения земной поверхности. Процесс сдвижения подработанных шахтами толщ не завершен - фронты работ карьеров наступают на зоны еще не вышедших на контуры карьеров воронок, террас и трещин, мульды сдвижения продолжают развиваться.

Для изучения процессов изменения структуры и состояния названного массива горных пород НИГРИ ГВУЗ «КНУ» удалось, в рамках натурных исследований, реализовать идею применения мобильных геофизических методов ЕИЭМПЗ и РАП для наблюдения и оценки состояния породного массива при открытой разработке железных руд на участках антропогенного влияния подземных горных работ.

Методологической основой применения метода ЕИЭМПЗ для оценки деформационного состояния породного массива служит существование связи между процессом механического (пластично-хрупкого) разрушения горных пород и возникновением при этом импульсов электромагнитного излучения. По повышенным значениям ЕИЭМПЗ выделяются зоны сжимающих напряжений, а по пониженным - зоны растяжения и трещиноватости.

Относительная величина аномалии позволяет качественно судить об интенсивности проявления сжатия или растяжения природно-техногенной среды.

Метод РАП используется для получения информации о естественном акустическом поле Земли, а именно - поле акустического резонанса, возникающего в толще горных пород под влиянием различных внешних факторов.

Внешними факторами являются источники динамической активности земной коры, механические колебания, возникающие в результате напряжений земной толщи.

Под влиянием вышеперечисленных факторов в слоистой толще возникают поперечные упругие колебания, при этом чем слабее контакты - тем большая возможность взаимного перемещения соседних слоев, и, следовательно - больше амплитуда возникающих резонансных колебаний.

Натуральные исследования на основе применения методов ЕИЭМПЗ и РАП проводились для геофизического сопровождения открытой разработки железных руд на восточном борту карьера №1 ПАО «ЦГОК», который находиться в зоне антропогенного влияния подземных горных работ шахт «Октябрьская», «Большевик», «Фрунзе».

Выполненные исследования показали, что система наблюдений методами ЕИЭМПЗ и РАП являются информативной применительно к оценке состояния породного массива при открытой разработке железных руд на участках антропогенного влияния подземных горных работ, позволяет оценивать уровень геотехнологической безопасности породного массива в зонах риска, обусловленного наличием выработанного пространства при отработке железорудных залежей подземным способом.

УДК 622.014

З.Р. МАЛАНЧУК, д-р техн. наук, проф., С.С. РОМАНЧУК, магістр, П. Г. ЄЛЕНЕЦЬ, студент,
Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне, Україна

ВИДОБУТОК МЕТАНУ З РОДОВИЩ ЛЬВІВСЬКО-ВОЛИНСЬКОГО ВУГІЛЬНОГО БАСЕЙНУ

Львівсько-Волинський вугільний басейн у межах Львівської і Волинської областей України охоплює площу близько 10 тис. кв. км. Балансові запаси вугілля – близько 970 млн т. Промислове значення мають пласти вугілля потужністю понад 0,6 м, що залягають на глибині 315 до 535 м. Видобуток вугілля західноукраїнським гірничо-видобувним виробничим комплексом триває продовж 60 років.

Перспективи розвитку Львівсько-Волинського басейну (ЛВБ) нерозривно пов'язані з метаноносністю вугільних пластів та вуглевмісних порід. Проведені у 2005-2014 роках дослідження підтверджують перспективи вугільних родовищ басейну для виявлення промислових концентрацій метану (як самостійної корисної копалини, так і супутника під час промислового видобування вугілля).

У ЛВБ найгазоноснішим є Тяглівське родовище кам'яного вугілля, яке має сприятливі умови для утворення й накопичення вуглеводневих газів, що зумовлено не тільки глибиною залягання вугленосної товщі (528-1050 м), ступенем метаморфізму і розвитком газо- і водотривких алевритоаргілітових горизонтів, а й наявністю верхнього регіонального екрана, у вигляді потужної (до 650 м) щільної вапняковомергельної товщі верхньої крейди, яка є газонепроникною в непорушеному стані. Майже всі вугільні пласти залягають у метановій газовій зоні й належать до категорії високогазоносних. Газоносність основних промислових вугільних пластів сягає 20-46,06 кубометра на тонну сухої беззольної маси. Метаногенераційний потенціал родовища, розрахований за методикою В. Козлова і Л. Токарєва по 106 вугільних пластах і прошарках, становить 19 трлн. кубометрів газу.

Україна володіє значними ресурсами метану на вугільних родовищах. За оцінками геологів, ресурси метану оцінюються в 12 трильйонів м^3, що в 3-3,5 рази перевищує ресурси природного газу надр. Але, на відміну від природних родовищ газу, значна частина метану вугільних родовищ знаходиться в сорбованому стані і лише незначна його кількість перебуває у вільному і розчиненому вигляді. Вугілля, як хороший сорбент, здатне утримувати певну кількість метану в зв'язаному стані при відповідному тиску і температурі. Вилучення метану з вугілля можливо тільки за умови порушення сорбційної рівноваги і збільшення проникності вуглепородного масиву, через який газ рухається до свердловин. Тому до останнього часу об'єми видобутку, а відповідно, і використання цього цінного енергоносія, були досить незначними і не перевищували перших сотень мільйонів кубічних метрів.

Важливим фактором підвищення якості робіт по дегазації є вилучення метану за якістю і в кількостях, придатного для його переробки в електроенергію і тепло, з одночасним підвищенням безпеки ведення гірничих робіт. Чим більше метану високих концентрацій витягуватиметься з шахти, тим менше його там залишиться, і тим безпечніше будуть роботи в шахті, а утилізація виведеного на поверхню високоякісного енергоносія дозволить отримувати додаткове тепло, електроенергію та моторне паливо, запобігаючи одночасно забрудненню атмосфери.

Таким чином, видобуток метану вугільних родовищ має високий потенціал в Україні, однак вимагає розробки заходів з державної підтримки таких проектів, а також залучення провідних світових компаній, що володіють сучасними технологіями видобутку. Попередня дегазація вугільних пластів може не лише збільшити національний видобуток природного газу, а й сприяти підвищенню безпеки видобутку вугілля та зменшення викидів метану в атмосферу від цієї діяльності. Досвід експлуатації вугільних шахт ЛВБ вказує, що гравітаційне розвантаження вугленосної товщі, сприяє ефективності проведення дегазаційних робіт.

Список літератури

1. Львовско-Волынский каменноугольный бассейн. Геологопромышленный очерк / **М. И. Струев, В. И. Исаков, В. Б. Шпакова и др.** – К.: Наукова думка, 1984. – С. 13–23; 236–247.

2. **Карп И.Н.** Метан угольных пластов // Экотехнологии и ресурсосбережение. – 2005. - №1. – С. 5-8.

3. **Сластунов С.В.** Проблемы угольного метана и их технические решения. // Современные проблемы шахтного метана. МГГУ, 1999, с. 50-61. 4. Метан вугільних родовищ України: Інвентаризація викидів метану з вугільних підприємств України за період 1990 – 2000 р.

УДК 622.831.24.001

О.Є. ХОМЕНКО, д-р техн. наук, доц., Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»

ВИКОРИСТАННЯ ГЕОЕНЕРГІЇ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ

Суттєве підвищення ефективності й обсягів видобутку корисних копалин неможливе без розкриття сутності зонального структурування масиву навколо підземних виробок та описання процесів і закономірностей явища зональної дезінтеграції гірських порід. Розв'язанням цієї фундаментальної проблеми активно займались науковці з України, Росії, Казахстану, Німеччини, Австрії, Швейцарії, Франції, Англії, США, Канади, Японії та інших країн світу. Однак, прикладний формат більшості наукових розробок унеможливив розкриття фізичної сутності цього феноменального явища, яке виявляється навколо всіх без виключення підземних виробок. За кілька останніх десятиліть це стало значною перешкодою на шляху створення нових гіпотез і теорій про гірський тиск, а також методів, які б моделювали не тільки напружено-деформований стан масиву та руйнування порід у виробках, а й розкривали механізми стрілянь, гірських ударів та землетрусів різної амплітуди.

Тому сьогодні на вітчизняних і закордонних шахтах втрачаються гірничі виробки і запаси корисних копалин, пошкоджуються об'єкти на поверхні та у надрах і, на жаль, травмуються і гинуть робітники.

Аналізі наукової проблеми з використанням синергетичного методологічного пошуку дозволив розкрити сутність досліджуваного феномену, як формування навколо підземної виробки запобіжної капсули, що складається із системи кільцевих енергетичних зон.

На основі проведення промислових [1], лабораторних [2] та теоретичних [3] досліджень формування зональних структур навколо гірничих виробок була вдосконалена існуюча класифікація методів дослідження напружено-деформованого стану гірських порід за рахунок доопрацювання ентропійного методу, як частини термодинамічної теорії (В.П. Лавриненко, 1975) та розробки енергетичного [4].

За допомогою нових методів було реалізоване системне врахування градієнтів напружень, щільності, температури та інших чинників енергетичного стану масиву з утворенням кільцевих енергетичних зон, їх кількісті, розмірів і форми, синусоїдно-згасаючих напружень і кільцевих підзон деформації, на базі яких був описаний механізм формування запобіжних капсул навколо підземних виробок, що стало основою енергетичної теорії про гірський тиск [5].

За результатами проведених досліджень встановлено, що енергія запобіжної капсули, сформованої навколо підземної виробки, використовується згідно з параболо-гіперболічною залежністю, значення якої відповідають обґрунтованим методологічним принципам: протидії, урівноваження, сприяння, усунення та перенесення сконцентрованої геоенергії. На цих засадах ґрунтувалися запропоновані технологічні рішення для розробки рудних родовищ у ПАТ «Марганецький ГЗК», ПрАТ «Запорізький ЗРК», ПАТ «Криворізький ЗРК» і ДП «Східний ГЗК», а також у СП «Гурван-Сайхан» і СП «Дорнод» (Монголія). Встановлено, що зростання кількості геоенергії, що використовується, призводить до зростання економічної ефективності підготовчих робіт за степеневою залежністю, а очисних – за лінійною. Отримані результати дозволили удосконалити технології нарізних, підготовчих, буропідривних та очисних робіт, що використовують до 86% енергії гірського тиску, з підвищенням до 37% ефективності й обсягів видобутку рудної і супутньої сировини в Україні та за кордоном.

Список літератури

1. **Khomenko, O., Kononenko, M., & Netecha, M.** (2016). Industrial research into massif zonal fragmentation around mine workings. *Mining of Mineral Deposits*, 10(1), 50-56. http://dx.doi.org/10.15407/mining10.01.050

2. **Хоменко О.Е., Кононенко М.Н., Дронов А.П.** (2016). Лабораторные исследования зонального структурирования массива вокруг горных выработок. *Физико-технические проблемы горного производства*, 18, 103-111. http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/147113

3. **Kononenko, M., Khomenko, O., Sudakov, A., Drobot, S., & Lkhgva, Ts.** (2016). Numerical modelling of massif zonal structuring around underground working. *Mining of Mineral Deposits*, 10(3), 101-106. http://dx.doi.org/10.15407/mining10.03.101

4. **Khomenko, O.** (2012). Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks. *Scientific Bulletin of National Mining University*, 4, 44-54. http://nvngu.in.ua/images/article_example.pdf

5. **Хоменко О.Е.** (2016). Геоэнергетика подземной разработки рудных месторождений: *монография*, 242 с. http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/147076

УДК 622.831.1; 622.285

В.Я. ПРУШАК, д-ртехн. наук, проф., член-корр. НАН Беларуси, техн. директор,
А.А. ГАРНИШЕВСКИЙ, научн. сотр., К.А. ЕРОХИН, инженер
Научно-производственное унитарное предприятие «Институт горного дела», г. Солигорск, Республика Беларусь

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ЛАВАХ ТРЕТЬЕГО КАЛИЙНОГО ПЛАСТА СТАРОБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ КРЕПЕЙ ВЫСОКОЙ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ

При наличии в кровле Третьего калийного пласта труднообрушаемых пород они при интенсивных обрушениях динамически воздействуют на крепь нижней лавы, приводя к выходу гидростоек из строя на участках очистного забоя длиной до 60-70 м. Для снижения интенсивности динамических обрушений кровли в на Старобинском месторождении рекомендовано применение забойных крепей с несущей способностью не ниже 600 кН/м^2 в комплексе с разупрочнением кровли в концевых участках выемочных столбов. На оставшейся основной части выемочных столбов осуществляется контроль состояния кровли и прогноз возможных опасных ее обрушений с помощью автоматизированных систем Кодак, X-MAN, PressCater. В то же время на многих угольных месторождениях накоплен большой опыт управления труднообрушаемой кровлей, склонной к динамическим проявлениям горного давления только путем существенного увеличения (до 900-1200 кН/м^2) несущей способности крепи без применения дополнительных защитных мероприятий.

На неотработанных площадях Старобинского месторождения кровля Третьего пласта сложена, в основном, труднообрушаемыми породами, поэтому при использовании бесцеликовых технологических схем, которые являются наиболее перспективными для слоевой выемки, возрастает вероятность проявления как интенсивных динамических обрушений кровли на призабойное пространство нижних лав, так и вероятность существенного повышения статического горного давления. В подобных горно-геологических условиях большое значение приобретает вопрос выбора оптимального рабочего сопротивления механизированной крепи для валовой и селективной выемки слоев II, II-III, III после надработки их верхней лавой по IV сильвинитовому слою, которое будет обеспечивать безопасность работ без применения защитных мероприятий – разупрочнения кровли или создания «зон смягчения», и в то же время не потребует существенного удорожания крепи. В связи с этим проведены шахтные исследования по изучению взаимодействия механизированных крепей с несущей способностью 590-718 кН/м^2 с труднообрушаемой кровлей Третьего калийного пласта при выемке слоев II, II-III, III селективными и валовыми лавами длиной 216-251,5 м.

Кроме того выполнены теоретические исследования с использованием численного компьютерного моделирования по нагруженности призабойного пространства селективной и валовой лавы с крепями высокого (до 1200 кН/м^2) рабочего сопротивления.

Полученные данные о нагруженности призабойного пространства в лавах позволяют дать положительную оценку использования в них крепей с повышенной несущей способностью. Увеличение несущей способности крепи играет положительную роль при возможных динамических событиях, так как достаточно быстро воспринимает на себя увеличивающуюся нагрузку при резком увеличении перемещений кровли призабойного пространства.

Результаты теоретических исследований хорошо согласуются с данными, полученными непосредственно в очистных забоях нижних лав.

По результатам численного моделирования для поддержания нижних лав при слоевой выемке Третьего пласта с труднообрушаемой кровлей лучшие показатели по напряженно-деформируемому состоянию массива получены при применении крепи с несущей способностью 1200 кН/м^2.

Однако из-за существенного удорожания крепи с такими параметрами с учетом результатов шахтных и теоретических исследований несущую способность забойных крепей в нижних лавах с труднообрушаемой кровлей без использования защитных мероприятий по разупрочнению кровли и созданию «зон смягчения» целесообразно принимать не менее 800 кН/м^2.

УДК 622.272

В.О. КАЛІНІЧЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
С.М. ЧУХАРЄВ, канд. техн. наук, доц., К.М.КОВБИК, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ОБВОДНЕННЯ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД НА ВЕДЕННЯ ОЧИСНИХ РОБІТ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ПРИЙНЯТИХ РЕЖИМІВ ВИПУСКУ НА ШАХТАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

На сьогодні більшість підприємств, які спеціалізуються на видобуванні корисних копалин підземним способом в Кривому Розі час від часу зустрічаються з проблемою обводнення рудного масиву. Додати до цього складні гірничо-геологічні умови, оскільки на даний момент більшість робіт ведеться на глибині яка перевищує 1000 м, то отримуємо достатньо складне для подальшої розробки геологічне тіло. Обводнення родовища змушує вносити ряд особливостей в систему розробки. Вода в робочому просторі не тільки знижує продуктивність праці, а також несе небезпеку людям які працюють в таких умовах. Бокові породи, поглинаючи воду, слабшають і становляться більш схильні до вивалів. Кріплення під дією води втрачають свої міцністні властивості . Кількість водопритоку на горизонті в значній мірі впливає на кількісні і якісні показники вилучення корисної копалини із блоку

Для вирішення такої специфічної проблеми як обводнення гірських порід, існує дуже багато методів протидії. Основними із них є дренаж та осушення родовища (ділянки родовища). Данні процеси характеризуються великими техніко-економічними затратами з боку підприємства. Щоб вирішити зазначену проблему був виконаний аналіз заходів, які використовуються на інших родовищах: пластових нафтових та ін. На основі виконаного аналізу запропоновані часткові методи протидії обводненню і вторинному обводненню.

Зараз практично відсутні високоефективні методи та технічні заходи по веденню очисної виїмки в обводненому середовищі на Криворізьких гірничовидобувних підприємствах.

Пропонується керувати процесом випуску руди в залежності від стану блоку та водопритоку в очисний простір. Зміна режимів випуску теоретично може підвищити кількість видобутої корисної копалин та частково зберегти первинну продуктивність блоку (до потрапляння води в очисний простір).

Планується провести ряд дослідів с використанням математичних моделей, симуляцією процесу випуску в умовах високого обводнення родовища, та урахуванням водопритоку в блок (панель). Необхідно визначити вплив процесу випуску на стан ведення гірничих робіт в умовах високого обводнення, а також прослідити закономірності впливу зміни режимів випуску на кількість видобутої корисної копалини підчас ведення очисних робіт.

Для підтвердження результатів досліджень, виконаних на математичних моделях проведено експерименти на фізичній об’ємній моделі з урахування показників математичного моделювання. В результаті отримані результати, які уточнюють закономірності теорії випуску в обводненому середовище с урахування як математичних параметрів так і фізичних складових під час процесу випуску рудної маси в умовах високого обводнення родовищ.

Встановлено закономірності збереження продуктивності блоку під час потрапляння води в очисний простір від зміни режимів випуску та проведення організаційно-технічних робіт по підвищенню ефективності виймання корисної копалини в умовах високого обводнення родовища.

Розраховано орієнтовну економічну ефективність та вплив на собівартість видобутку заходів по усуненню вторинного обводнення. Встановлено техніко-економічні показники щодо удосконалення технології ведення підземних гірничих робіт в умовах високого обводнення родовищ.

На основі подальших досліджень автори планують визначити оптимальні режими випуску для різних умов обводнення очисного простору, встановити загальні закономірності випуску руди із обводнених блоків в умовах вторинного обводнення. Планується визначити залежності показників випуску руди від геологічних, технологічних та гідрогеологічних умов залягання та видобутку залізних руд на значних глибинах.

УДК 614.8.067

В.В. ГРЫЗУНОВ, д-р мед. наук, проф., кафедра безопасности производств,
Горный университет, г. Санкт-Петербург, Россия
Э. Р. ДЖЕМИЛЁВ, С.И. ЧИПУРА, студенты 3-го курса,
Горный университет, г. Санкт-Петербург", Россия

ВИКТИМИЗАЦИЯ ПРОФЕССИИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Решение проблемы адаптации к профессиональной деятельности во многом связано с разрешением противоречия между постоянно возрастающей сложностью технических систем в горнодобывающей промышленности и требованиям, предъявляемым к специалистам. Уже сегодня около 16-20 % практически здоровых людей по своим психофизиологическим параметрам не в полной мере соответствуют требованиям текущей трудовой деятельности.

Именно несоответствие возможностей личности требованиям производственной среды инициирует рост состояния напряжения от стенических до астенических состояний. И если стенические реакции могут рассматриваться как биологически полезные, способные мобилизовать ресурсы организма для достижения поставленной цели, то астенические - выступают как защитные, воплощающие в себе отказ от достижения цели, что сопровождается неадекватной оценкой обстановки (ситуации).

Анализ стратегий совладающего поведения с проблемными ситуациями у 73 будущих горных инженеров в возрасте от 21 до 23 лет показал, что 21% обследуемых предпочитают стратегии избегания проблем. И при решении сложных задач данная категория людей предпочтет тактику уклонения от разрешения ситуации.

Но в процессе плановой (текущей) трудовой деятельности их активность приобретает черты профессиональной амбивалентности, обусловленные сложностью решаемых задач и человеческими возможностям, инициирующими процесс виктимизации.

Следует обратить внимание, что в угрожаемый, чрезвычайный периоды и период собственно аварии, будет увеличиваться число специалистов, которые по своим психофизиологическим параметрам не соответствуют требованиям эволюционных этапов развития техногенной катастрофы.

Рассматривая конструкцию системного управления (цель-средства-результаты), условия возникновения напряжения можно выразить общей формулой

$$\Omega \approx fR\{\Sigma(J_1,E_1.T_1)\} - \Sigma\{\Sigma(J_2,E_2,T_2)\},$$

где Ω – состояние напряжения;R – целеполагание; $J_1,E_1.T_1$− соответственно информация, энергия, время, которое необходимо организму для достижения поставленной цели; J_2,E_2,T_2 - соответственно информация, энергия, время, которым располагает организм.

Поэтому если $(J_1,E_1.T_1)>(J_2,E_2.T_2)$, то возникает состояние напряжения, уровень которого определяет выбор стратегии совладания с негативной ситуацией и рост профессиональной виктимизации.

Список литературы

1. **Саркисов А.А.** Феномен восприятия общественным сознанием опасности, связанной с ядерной энергетикой// Научно-технические ведомости СПбГПУ,- 2012. – Т.2, Вып. 3(154). – С. 9-21.

2. **Рещикова И.П.** Шахтерская территория как региональный бренд // Вестник Кемеровского государственного университета. – 2010. - №1.- С.119-125.

3. **Грызунов В.В., Грызунова И.В.** Уязвимость поведенческого паттерна личности при реализации копинг-стратегии // Высокие интеллектуальные технологии и инновации в образовании и науке. - СПб., 2014. – Т.3.- С.65-69.

УДК 622.363.2: 658.562.4

А.К. ГЕЦ, канд. техн. наук, доцент кафедры «Горные работы»,
Р.А. УЛАСЕВИЧ, З.И. ГАРБАЦЕВИЧ, студенты
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

МОДЕЛИРОВАНИЕ УПРАВЛЕНЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПОДЗЕМНОГО ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Анализ существующих методов оперативного управления подземного горнодобывающего предприятия показал актуальность вопросов улучшения организации управления горными работами с целью более надежного выполнения плана, повышения основных технико-экономических показателей работы, повышения добычи при стабильном качестве руды, ритмичности работы рудника и обогатительной фабрики.

При ведении подземных горных работ, одной из функций управления предприятием, которая обеспечивает деятельность объекта в соответствии с планом, является оперативное управление. Под оперативным управлением горным предприятием понимается решение вопросов, связанных с определением и анализом состояния объектов горного производства, планированием, координацией и разработкой организационно-технических мероприятий, направленных на выполнение плановых заданий при безопасном ведении горных работ в течение суток (смены).

Оснащенность калийного рудника значительным количеством горно-шахтного оборудования и случайные отказы его, высокая интенсивность ведения горных работ, значительная территориальная разнесенность забоев в пределах шахтного поля, влияние горного давления и пылегазового режима, а также сложная взаимоувязка звеньев технологического процесса рудника, требуют выработки соответствующих решений и воздействий, связанных с объемом и составом, последовательностью и динамикой ведения горных работ, что и является предметом оперативного управления.

Существующая система оперативного управления, имеет существенные недостатки.

Ей присущи: локальность принятия решений, одновариантность представления заданий, отсутствие прогнозирования развития горных работ до конца планового периода, отсутствие оценки влияния принимаемых решений (на данном этапе) на дальнейший ход технологического процесса, невозможность планирования в течение смены работ, связанных с мелким ремонтом оборудования, из-за отсутствия графика отгрузки руды с участка.

При отработке калийных месторождений горная масса поступает к стволам рудников с различных участков шахтных полей, качество руды с которых отличается по причине целого ряда факторов.

Это определяется и горно-геологическими условиями, и принятой системой разработки, и техническим парком добычных машин, работающих на конкретных горных участках рудников, и скоростью и объемом перемещения горной массы от забоев к стволу в пределах как панелей и горизонтов рудников, так и рудников в целом.

Оптимизация временных параметров работы конвейеров, как транспортной системы рудников, является сложной и многомерной математической задачей, целью разработки, адаптации и внедрения которой является стабилизация качества руды, поступающей в течение добычной смены из рудника на обогатительную фабрику.

На основе традиционных инженерных методов, основанных на опыте и интуиции руководителей, управление горными работами затруднено и носит субъективный и не оптимальный характер. Разработка метода оптимального оперативного управления горными работами калийного рудника, с помощью имитационного моделирования и математического программирования процессов рудника, позволяет обоснованно решать вопросы управления технологическими процессами горного производства на базе признанных СУБД.

Современные технологии управления позволяют, на базе СУБД ORACLE, создать программный комплекс со следующей последовательностью принятия решений:

Этап 1. Имитационное моделирование процессов горного производства;

Этап 2. Математическое моделирование производственной структуры горного предприятия с заданными целевой функцией и технологическими ограничениями.

УДК 622

С.М. РАХИМБЕКОВ, д-р техн. наук, и.о. проф., М.А. УАЛИЕВА, студентка 4-го курса,
Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Казахстан

АДАПТИВНЫЙ ПОДХОД К АНАЛИЗУ И СИНТЕЗУ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ

Адаптивный подход к анализу и синтезу горнотехнических объектов стал все шире применяться в рамках разработки новых методов ведения открытых и подземных горных работ.

Современный уровень развития техники и различных новых технологий уже сформировал необходимые условия для разработки нового междисциплинарного научного направления - теории адаптации и управления сложными природно-техническими системами (СПТС) в кризисных ситуациях.

Процессы управления природно-техническими системами (ПТС) с учетом геомеханического фактора должны носить еще более прикладной характер, т.е. быть направленными на разработку новых информационных технологий в рамках совершенствования и создания ситуационных центров горнотехнического объекта.

Понятно, что должны быть выработаны единые концептуальные подходы к формализации и решению горных задач, общие базовые понятия и терминология. Тем более, что цели управления ПТС не совпадают с «собственными» целями сложной природно-технической системы (СПТС), а даже противоречат друг другу.

Другой не менее важной особенностью сложного горнотехнического объекта управления является отсутствие необходимого, корректного математического описания, другими словами наличие алгоритма F вычисления состояния горнотехнического объекта Y по наблюдениям его входов - управляемого L и неуправляемого X, т. е.

$$Y=F\,(X,U).$$

Возрастает и значение динамического проектирования горных работ в силу такого адаптационного характера проектирования, поскольку, предприятие вынужденно и должно составлять план горных работ таким образом, чтобы своевременно реагировать на изменения внутренних (природных) и внешних условий.

При ведении подземных горных работ часто наблюдается чисто формальное отношение к ее учету для рационального ведения работ, наблюдается стремление решать иногда, эту задачу вопреки этим реальным, изменяющимся горно-геологическим и другим условиям.

Тем не менее, горняки четко осознают, что в практических условиях ведение горных работ должно постоянно приспосабливаться к изменяющимся условиям.

Таким образом, можно утверждать, что в принципе устойчивость функционирования горнотехнического объекта носит адаптивное содержание и характер.

В пользу такого адаптивного подхода и, соответственно, такого управления в геомеханическом плане, служит то обстоятельство, что более эффективно достигается снижение возможных негативных последствий постоянно возникающих кризисных геомеханических ситуаций.

Использование этой методологии дает возможность осуществить переход от эвристических методов описания процессов мониторинга и управления в кризисных ситуациях к целенаправленной последовательности построения моделей и алгоритмов анализа состояний, адаптивных к возможным изменениям структуры горнотехнических объектов.

Проводимые настоящие исследования, выполняемые при финансовой поддержке Министерства образования и науки РК по договору №74 от 12.02.2015 г. с Комитетом науки МОиН РК., включают в себя формализацию проблемы, соответствующие постановки задач и разработку методов определения возможности существования проектных и технологических решений в рассматриваемом аспекте.

УДК 622.27

Л. А. КРУПНИК, д-р техн. наук, проф.,
Казахский национальный технический университет, Казахстан
Ю. Н. ШАПОШНИК, д-р техн. наук, проф., Институт горного дела СО РАН, Россия
С. Н. ШАПОШНИК, д-р техн. наук, проф.,
Восточно-Казахстанский технический университет, Казахстан

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ФИБРОВОЛОКНА В СОСТАВЕ БЕТОННОЙ СМЕСИ ПРИ КРЕПЛЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НАБРЫЗГБЕТОНОМ В УСЛОВИЯХ ИРТЫШСКОЙ ШАХТЫ

Опытно-промышленные испытания фиброволокна CONCRIX ES35 производства фирмы Brugg Contec AG. CONCRIX при сухом методе торкретирования с использованием местных инертных материалов и вяжущего были проведены на Иртышской шахте ТОО "Востокцветмет". В качестве ускорителя схватывания применялся Master Roc SA 580 производства компании BASF. Часть горных выработок на Иртышской шахте при проведении опытно-промышленных испытаний была закреплена с помощью готовой сухой торкрет-бетонной смеси Master Roc STS 1510 ТОО "БАСФ Центральная Азия" (г. Алматы) с расходом фибры CONCRIX ES35 4 кг/м^3 и стандартной смесью Master Roc STS 1510, а также готовой цементно-песчаной смесью Стопцем С ООО "ДСИ Техно" (г. Кемерово): Стопцем С М400 - (стандартный, ускоритель 1%); Стопцем С М400 У - (ускоренный, ускоритель 4%); Стопцем С М400 Б - (быстрый, ускоритель 8%).

На основании проведенных лабораторных испытаний в ИПКОН РАН (г. Москва) и ТОО "БАСФ Центральная Азия" для опытно-промышленных испытаний приняты следующие составы торкрет-бетона на основе местных материалов, кг/м^3: цемент - 450; песок - 1700; вода - 210; ускоритель схватывания (Master Roc SA 580) - 27 (6% от массы цемента); Concrix 35 HS - 1,5; 3,0; 4,5; 6,0; водоцементное отношение - 0,47.

В результате анализа полученных данных лабораторных испытаний установлено, что наличие фибро-волокна в торкретбетоне способствует росту прочности образцов при испытаниях на сжатие; увеличение расхода фибро-волокна влияет на скорость набора прочности в первые трое суток, что является главным фактором при креплении выработок; максимальный показатель при испытаниях на прочность достиг значения 15,07 МПа на 28 сутки, что соответствует марке бетона В10. Согласно ВСН 126-90 минимальное значение класса бетона по прочности на сжатие должно составлять В25.

Анализ проведенных исследований показал, что величина отскока смеси значительно меньше при готовых смесях (около 10%), чем при приготовлении смесей вручную на местных материалах - до значений 13-30% (среднее значение около 20%).

Установлено, что величина начальной прочности торкрет-бетона так же примерно на 20% больше при готовой смеси, чем при смесях на местных материалах.

Набор начальной прочности торкрет-бетона при использовании смесей Стопцем С значительно интенсивнее, чем при применении готовых смесей Master Roc STS 1510 и смесей на местных материалах.

Предел прочности торкрет бетона на сжатие в возрасте 28 суток составил: для смесей на местных материалах - 19,05 МПа, для готовой смеси Master Roc STS 1510 - 40,28 МПа, для готовых цементно-песчаных смесей Стопцем С с разным количеством ускорителя - от 49,24 до 64,26 МПа.

С учетом всех затрат на приготовление смесей стоимость крепления 1 м^2 горной выработки торкрет-бетоном толщиной 40 мм составила: при креплении горной выработки торкрет-бетоном на местных материалах - 9,58 долл. США; при креплении горной выработки торкрет-бетоном на местных материалах с ускорителем Master Roc SA580 - 13,71 долл. США; при креплении горной выработки торкрет-бетоном готовой смесью Master Roc STS 1510 - 15,21 долл. США.

Таким образом, в результате проведенных лабораторных исследований и опытно-промышленных испытаний установлено, что с технологической точки зрения готовые сухие смеси типа Master Roc STS 1510 или Стопцем С более эффективны чем смеси, приготовленные на местных материалах, в том числе с ускорителем схватывания Master Roc SA 580 и фиброй CONCRIX ES35.

УДК 622.7

Х.Х. АБЕН, магистр наук (докторант)
Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет им. К.И. Сатпаева

ФОРМИРОВАНИЕ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА С УЧЕТОМ ИЗМЕНЕНИЯ ЕГО СВОЙСТВ

В последние годы, ввиду интенсивной отработки месторождений, залегающих в благоприятных горно-геологических условиях, на многих месторождениях Республики Казахстан стали переходить на комбинированную или подземную их разработки. Однако, при переходе с открытых горных работ на подземные, особенно при разработке крутопадающих рудных тел, под карьером оставляется рудный целик, который является потолочиной для подземных горных работ. Последующая же ликвидация потолочин искусственным путем или при самообрушении (что наиболее вероятно) неизбежно сопряжена не только с большими потерями руды и разубоживанием, но и с различными процессами и явлениями, последствия которых практически невозможно предусмотреть и рассчитать.

Одним из путей решения данной проблемы является применение систем разработки с закладкой, а также формирование искусственных подкарьерных потолочин. Опыт разработки полезных ископаемых системами с закладкой выработанного пространства показывает, что качество возведенного искусственного массива в большой степени зависит от свойств применяемых закладочных материалов. Выбор того или иного материала во многом определяется требованиями к закладочному массиву, способу транспортирования и размещения закладки в выработанном пространстве. Известно, что к закладочным материалам предъявляются требования технологического характера и требования специфические, связанные со способом транспортирования и укладки в выработанное пространство. Однако, основным недостатком ранее сформулированных требований к закладочным материалам является то, что они исходят из характеристики самого материала, а не искусственного массива, который будет получен в результате закладочных работ.

В действительности же закладочный материал в процессе его подготовки, транспортирования и возведения искусственного массива подвергается значительным изменениям. Не водостойкие агрегаты и материалы разлагаются, и при этом возможны некоторые химические реакции, изменяющие состав частиц.

В результате трения, соударения частиц между собой и ударов о стенки трубопроводов, сбрасывания в камеры с большой высоты происходит дополнительное дробление материала, изменение форм отдельных кусков.

Материал, из которого формируется закладочный массив, отличается от исходного, прежде всего по гранулометрическому составу и форме частиц. Это и определяет особенности требований к закладочному материалу.

Поэтому, при применении систем разработки с закладкой выработанного пространства необходимо учитывать указанные изменения качества закладочного материала.

Кроме того, для формирования искусственных потолочин нужно тщательное изучение не только необходимых прочностных свойств закладочного материала, но и его устойчивость к внешнему воздействию, т.к. в отличие от закладки, используемой при ведении подземных горных работ, такая закладка будет находится под воздействием внешних факторов: изменяющейся температуры, осадков и т.д.

Все эти факторы также влияют на изменение свойств материалов, используемых для формирования искусственных потолочин и прочих массивов и способствуют из постепенному ухудшению.

При этом понятно, что формирование «капитальных» потолочин, которые будут сохранять свои прочностные характеристики на протяжении многих лет будет очень высокозатратным вложением для компании.

В связи с чем, их применение нужно тщательно планировать с учетом помимо указанных факторов, также времени подземной отработки конкретного рудника.

При этом основой для выбора того или иного состава для формирования закладочного массива, проводится стандартным сравнением технико-экономических показателей.

УДК 622.224

М.М. КОНОНЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
М.В. ДАНИЛЬЧЕНКО, гірничий інженер, дослідник, ДВНЗ «Національний гірничий університет»

УДОСКОНАЛЕННЯ ПІДГОТОВЧИХ РОБІТ ПРИ КАМЕРНИХ СИСТЕМАХ РОЗРОБКИ

Гірничо-металургійна промисловість відіграє важливу роль в економічному розвитку країни. За виробництвом товарних залізних руд (4,9% світових запасів) Україна займає 7-е місце в світі, поступаючись лише Китаю, Бразилії, Австралії, Індії, Російській Федерації та США. Значущими родовищами залізної руди в Україні є: Криворізький залізорудний басейн, Кременчуцький і Білозерський залізорудні райони. Руди Криворізького басейну розробляються 9 кар'єрами і 7 шахтами, Кременчуцький залізорудний район - 2 кар'єрами, Білозерський залізорудний район – 2 шахтами. Важливе значення для гірничорудної промисловості країни має Білозерський залізорудний район, в який входять Північно-Білозерське, Південно-Білозерське і Переверзівське родовища. Близько 60% запасів цих родовищ становлять багаті руди з вмістом понад 60% заліза і не вимагають збагачення. Освоєння Південно-Білозерського родовища веде приватне акціонерне товариство «Запорізький залізорудний комбінат» (ПрАТ «ЗЗРК») за допомогою камерної системи розробки із заповненням виробленого простору закладкою, що твердіє. Сутність даного варіанту системи розробки полягає в тому, що відпрацювання запасів руди у поверсі проводиться навхрест простягання покладу очисними камерами першої і другої черги відпрацювання.

Для виконання підготовчих робіт у породах лежачого і висячого боків покладу проводять 6-8 польових поверхових і підповерхових штреків, загальна протяжність яких сягає до 240 м. Відстань від польових штреків до покладу складає 30-5 м і визначається виходячи з виробничого досвіду з метою досягнення технологічних зручностей. Ведення очисних робіт в камерах призводить до прояву гірського тиску у польових штреках у вигляді руйнування кріплення, вивалам, відшарування і обвалення порід. Отже, обґрунтування раціональних параметрів підготовки запасів руд поблизу очисних камер має актуальне значення.

Аналітичне моделювання напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер першої і другої черги відпрацювання в поверхах 740-840, 840-940 і 940-1040 м виконували за допомогою термодинамічного методу (Лавриненко В.Ф.), розробленого в Державному вищому навчальному закладі «Криворізький національний університет», який за рівнем наукового опрацювання, є найбільш ефективним.

Одним з основних переваг цього методу є те, що він дозволяє точно визначити стан гірських порід в зонах розвантаження, сформованих навколо очисних камер і підготовчих виробок.

Аналіз результатів аналітичного моделювання довів, що очисні камери першої і другої черги відпрацювання істотно впливають на масив гірських порід висячого і лежачого боків, де проводяться польові підготовчі виробки.

Масив в зоні розвантаження напружень очисних камер характеризується областями як підвищеного, так і зниженого гірського тиску. Області руйнівних деформацій навколо камер поширюються в сторону порід лежачого і висячого боків, в масиві руди та закладки.

Зміна напруженості і деформації масиву гірських порід досліджено зі зміною глибини закладання камер, польових підготовчих виробок і фізико-механічних властивостей вміщуючого масиву. Теоретичні дослідження дозволили встановити емпіричні залежності, за допомогою яких можна визначити розміри області руйнівних деформацій у покрівлі польових підготовчих виробок висячого і лежачого боків з урахуванням міцності порід на стиснення, глибини їх закладення і відстані до рудного покладу.

Проведені дослідження обумовлюють необхідність врахування характеру, і ступеня напруженості масиву гірських порід в зоні розвантаження камер при виборі виду кріплення підготовчих польових виробок, термін служби яких дорівнює часу відпрацювання запасів руди в поверсі.

УДК 622.23:504.3.054

І.Г. МИРОНОВА, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет»

СПОСІБ ПІДВИЩЕННЯ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУВАННІ ЗАЛІЗНИХ РУД

Гірничорудна промисловість є основним джерелом сировинних ресурсів для металургійних підприємств. На жаль, вона становить екологічну загрозу для об'єктів навколишнього середовища. Тривалий і широкомасштабний видобуток залізних руд призвів до підвищення рівнів забрудненості атмосферного повітря, водних об'єктів, земельних угідь, накопичення значної кількості промислових відходів, що значно знижує рівень екологічної безпеки в гірничовидобувних регіонах України. Така ситуація призвела до зміни природних умов існування живих організмів, включаючи людину, зменшення біорізноманіття, підвищення рівня захворюваності та скорочення тривалості життя населення.

Для зниження негативного впливу на навколишнє середовище, а зокрема атмосферне повітря, під час проведення вибухових робіт всі кар'єри переведені на емульсійні вибухові речовини (ВР), при підриванні яких в атмосферу викидається в 14 разів менше екологічно небезпечних речовин, ніж при використанні тротиловмісних ВР. На сьогодні на залізорудних шахтах України основними ВР у використанні є тротиловмісні аналоги. Після проведення вибухових робіт, пов'язаних з підземним видобуванням залізної руди, забруднене повітря з шахт надходить у атмосферу через вентиляційні стволи без очищення, тому, що до цього часу не існує ефективного обладнання для вловлювання та нейтралізації газів, що викидається в значних обсягах. Залежно від розташування шахт і їх вентиляційних стволів, ці викиди негативно впливають на об'єкти навколишнього середовища, у тому числі на здоров'я населення і на біоту прилеглих територій.

Враховуючи високу вартість промислових тротиловмісних ВР, їх небезпеку, доцільним є застосування таких аналогів, що виготовляються безпосередньо на місцях ведення вибухових робіт і є більш безпечними з екологічного погляду. Для підвищення екологічної безпеки, у такому випадку, пропонується застосувати емульсійні ВР. Тому, метою роботи було проведення оцінки екологічного стану атмосферного повітря на території розміщення залізорудних шахт розташованих в межах населених пунктів та за ним. Такими полігонами для проведення досліджень щодо підвищення екологічної безпеки стали промислові майданчики і прилегла до них територія приватного акціонерного товариства «Запорізький залізорудний комбінат» та товариства з обмеженою відповідальністю «Схід-Руда».

Оцінку зниження екологічної небезпеки впливу шкідливих речовин, які утворюються при виконанні вибухових робіт у шахтах, здійснювали шляхом розрахунку коефіцієнта індексу небезпеки, що визначається як сума відношень концентрацій екологічно небезпечних речовин до їх гранично допустимої концентрації. При використанні емульсійних ВР, порівняно з тротиловмісними, індекс небезпеки знижується на 50%.

Це означає, що при використанні емульсійних ВР під час видобування залізних руд підземним способом екологічна небезпека знизиться в 2 рази. У результаті зіставлення даних умовних показників ушкодження (УПУ) біоіндикаторів з індексами небезпеки було встановлено, що на відстанях від джерела викиду, де спостерігалися високі рівні ушкодження індикаторів, виявлені високі значення індексів небезпеки.

Далі визначали рівні ушкодження біоіндикаторів на різних відстанях від джерел викиду, як при використанні тротиловмісних, так і емульсійних ВР. Проведений аналіз результатів розрахунку УПУ біоіндикаторів на прилеглій до залізорудних шахт території дозволив встановити, що при використанні емульсійних ВР інгибуючий вплив на стан біоіндикаторів знижується до 10 – 15% порівняно з використанням тротиловмісних ВР.

Тому, впровадження еколого-орієнтованих технологій при видобуванні залізних та інших руд, пов'язано із застосуванням емульсійних ВР в умовах рудних шахт, при проведенні гірничих виробок і виконанні очисних робіт, призведе до підвищення рівня екологічної безпеки за рахунок зниження забруднення атмосферного повітря.

УДК 622.363.2:658.562.4

А.К. ГЕЦ, канд. техн. наук, доц., кафедра «Горные работы»,
А.С. ОМШАРУК, С.В. НИКОЛАЕНЯ, студенты
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ВЕНТИЛЬНЫЕ СХЕМЫ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ РЕСУРСОВ, КАК МЕТОД МОДЕЛИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Моделирование процессов подземного горного производства является сложной, трудоемкой и многомерной задачей. Это определяется динамикой этих процессов, их стохастичностью, жестким регламентированием, многообразием технологических схем, оборудования, горно-геологических и горнотехнических условий.

Вопросы оценки своевременной, достоверной и, в необходимом объеме, количественной информации, с мест ее возникновения, об объеме и качестве руды, горно-геологической обстановке, состоянии добычного и вспомогательного оборудования по всей технологической цепочке от добычного забоя до ствола, наличия трудовых ресурсов могут быть решены путём компьютерного имитационного моделирования.

Одним из методов имитационного моделирования является метод вентильного преобразования ресурсов, принцип работы которого основан на преобразовании ресурсов информации накопителей вентилями, характеризующими интенсивность преобразования этих ресурсов. Под ресурсами понимаются: расстояния, объемы, время и т.д. Параметры накопителей ресурсов определяются на основе статистической обработки информации о соответствующих характеристиках работы горного оборудования, типа технологической схемы добычи или подготовки и т.д., а интенсивность вентильного преобразования ресурсов носит вероятностный характер и подчиняется закону распределения вероятностей интенсивности преобразования вентилей, которая определяется путём математической обработки статистических данных по длительности операций технологических циклов подземного производства за предыдущие периоды. Интенсивность вентильного преобразования может быть представлена, как детерминированная (в данный момент времени) величина, выбранная из совокупности вероятных значений, либо в виде булевой переменной, характеризующей готовность вентиля к преобразованию (в данный момент времени) заданного ресурса.

Перед составлением вентильных схем преобразования ресурсов системы, являющихся графическим отображением операций, связанных между собой определенным образом, введем понятия и условные обозначения.

Вентильная модель представляет собой отображение объективно существующих закономерностей преобразования ресурсов определенной системы (подпроцесса, процесса). Она отображает последовательные фазы преобразования ресурсов и объективные взаимосвязи между этими преобразованиями. Вентильная модель служит для определения количественных характеристик материальных или информационных потоков, связывающих между собой отдельные подпроцессы и операции. Под преобразованием ресурсов понимается всякое изменение количества или качества ресурсов в фиксированной точке пространства или временного интервала. В соответствии с этим, ресурсы должны представляться таким образом, чтобы и их изменение можно было бы оценить количественными переменными. Элементарным преобразованием (операцией) называется законченная последовательность преобразований, имеющая четко выраженные начало и конец.

Под исполнительным блоком системы понимается человек, группа людей или механизмы, способные осуществить регулирование интенсивности элементарного преобразования.

Имитационное моделирование технологических процессов, позволяет прогнозировать параметры функционирования каждого забоя: работоспособность, объём добычи и качество добываемой руды, по заданным периодам работы, с учетом особенностей работы конкретного вида добычного оборудования и параметров транспортной системы горнодобывающего предприятия.

Достоинства этого метода заключается в наглядности, возможности представления непрерывных и дискретных, детерминированных и стохастических процессов, учета влияния возмущающих факторов на отдельные операции подпроцессов, учет в динамике изменения ресурсов отдельных операций и подпроцесса в целом.

УДК 622.013.364.2

О.Л. ШЕПЕЛЬ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБГРУНТУВАННЯ ШЛЯХІВ ЗНИЖЕННЯ ВТРАТ РУДИ ПРИ РОЗРОБЦІ ПОКЛАДІВ

Сучасна практика свідчить, що останнім часом частіше розробляються поклади Криворізького залізорудного басейну у складних гірничо-геологічних й гірничотехнічних умовах видобутку на великих глибинах із застосуванням в основному різних варіантів систем підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід.

Відомо багато варіантів системи підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід, конструкція яких відрізняється прийнятим порядком виймання, способом відбійки й випуску руди, навантажувальним та доставочним устаткуванням, що застосовується, але всі вони характеризуються значними втратами руди.

Також видобуток руди при даних технологіях супроводжується недостатньою інтенсивністю відпрацювання потужних покладів в умовах високого гірського тиску, разовим списанням у втрати залишків запасів руди панелей, які відпрацьовувалися в попередні роки, порушенням технології очисного виймання масиву в окремих блоках (панелях), недостатнім контролем за повнотою й якістю вилучення руди із блоків, залишенням різного роду целіків.

Для максимально можливого зниження збитку від неповноти вилучення й втрат якості руди при видобутку й досягнення найбільш високої ефективності гірничо-збагачувального виробництва підприємствам необхідно щорічно переглядати й вчасно закладати в плани гірничих робіт рівень і співвідношення втрат і засмічення руди на основі економічного зіставлення з позицій інтересів галузі й підприємства варіантів їх можливих значень із урахуванням поточних змін гірничо-геологічних умов розробки й техніко-економічних показників роботи підприємства.

Отже, створення ефективних способів відпрацювання покладів, які забезпечують поліпшення показників видобутку руди з блока, є актуальним науково-технічним завданням.

Основними шляхами зниження втрат і засмічення руди - є застосування систем розробки, що відповідають гірничотехнічним і геологічним умовам родовища, встановлення оптимальних параметрів систем розробки, підвищення концентрації гірничих робіт, особливо при випуску та доставці, дотримання заданого технологічного режиму процесу видобутку руди, зменшення висоти підповерху блоків при кутах падіння покладів менше 60 градусів та малої потужності покладів, проведення повторної розробки родовищ, виконання рівномірного випуску відбитої руди із всіх дучок зони до нижньої межі змісту заліза в руді, здійснення виймання блоку суворо по проекту.

На основі лабораторних досліджень встановлено вплив гірського тиску на показники вилучення руди, а також величину відносних втрат руди, що залежить прямо пропорційно добутку висоти шару руди на різницю котангенсів кутів падіння й випуску обваленої руди та обернено пропорційно потужності рудного тіла й коефіцієнта розпушення руди.

Для забезпечення ефективного зниження втрат руди необхідно впроваджувати нові варіанти системи розробки підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід.

З урахуванням цього були рекомендовані до впровадження економічно вигідні та високоефективні технології систем підповерхового обвалення руди та вміщувальних порід, що забезпечують виймання багатих руд з мінімальними втратами руди.

Технології відпрацювання покладів розраховані для умов: потужність $m > 5$ м, кут падіння $\alpha > 50$ градусів, довжина блока $L = 60$ м, висота поверху $H = 50–80$ м, висота підповерху $H_{п/п} = 25–40$ м, незначна цінність руди, стійкість рудних масивів і вміщувальних порід різна. Руди середньої міцності, які не схильні до самозаймання.

Допускається обвалення порід, що налягають, і поверхні, а також підвищений гірський тиск і великі вкраплення пустих порід або некондиційних руд.

Розроблені технології застосовують при відпрацюванні рудних блоків.

Економічний ефект запропонованих технологій одержаний за рахунок: значного зниження втрат руди по блоку; зменшення витрат на буропідривні роботи; зменшення витрат на транспортування пустих порід; значного зниження собівартості видобутку руди за системою розробки на 8-12 %.

УДК 622: 33.003.55

В.Г. СЫНКОВ, д-р техн. наук., проф., В.А. СТАРЫЙ, магистрант,
Красноармейский индустриальный институт, Украина,
А.А. ХОРОЛЬСКИЙ, аспирант, Институт физики горных процессов НАН Украины, Украина

ОПТИМИЗАЦИЯ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ ДОНБАССА

Наряду с организационными, экономическими, технологическими, управленческими факторами существует проблема неэффективного выбора очистного оборудования, кроме того большинство механизированных комплексов не соответствуют условиям эксплуатации.

Повышение суточной нагрузки на очистной забой достигается при соблюдении двух условий: выбранная технологическая цепочка «крепь-комбайн-конвейер» имеет высокий уровень взаимосвязи, область эксплуатации является рациональной для выбранной комплектации. Для исследования области эксплуатации и выявления рациональных комплектаций очистного оборудования использовались регрессионный анализ, метод количественной оценки, линейное программирование, базовые алгоритмы оптимизации на сетях и графах.

На основе статистической обработки результатов было установлено, что между технологическими параметрами (длина лавы, мощность пласта, угол залегания) и производительностью механизированного комплекса отсутствует связь. Несмотря на это для каждого механизированного комплекса существует рациональная область эксплуатации, которая характеризуется уровнем суточной производительности 1000 – 1800 т/сут. К примеру, для комплекса 1КД90 рациональная длина лавы 220-260 м, мощность пласта 1,0-1,20 м, угол залегания до 6°, в тоже время максимальная производительность комплекса ДМ достигалась при длине очистного забоя более 240 м, мощности пласта 1,2 м, угле залегания 2-20°.

При оценке качественного уровня оборудования может быть использован адаптированный к условиям угольной промышленности критерий желательности Харрингтона. Для крепи, комбайна, конвейера были рассмотрены основные характеристики очистного оборудования (энергетические, технические, эксплуатационные, эргономические) и приведены к безразмерному значению – обобщенному критерию желательности. Нами были установлены оптимальные значения критерия желательности (суточная производительность более 1000 т/сут.) для наиболее популярных типов механизированных комплексов: 1КД90 – 0,64-0,67; ДМ – 0,68–0,75; 3КД90 – 0,72–0,75.

Методы линейного программирования позволяют выбрать наиболее рациональные комплектации очистного оборудования. Рассмотрев работу очистных забоев за период с 2008 по 2012 гг. нами были получены универсальные альтернативные графы для наиболее популярных механизированных комплексов. На основе альтернативных графов были построены компоненты универсального графа выбора альтернатив очистного оборудования для пластов мощностью 0,9-2,5 м.

Каждый компонент исходного графа выбора альтернатив можно представить в виде сетевой модели. В качестве вершин положить тип очистного оборудования (крепь, комбайн, конвейер), в качестве веса – удельную себестоимость.

Исходя из этого, была рассчитана удельная себестоимость для комбайнов, крепей, конвейеров. Применение алгоритмов Дейкстры и Флойда позволяет оптимизировать технологическую цепочку. К примеру, на шахте «Россия» эксплуатировалась технологическая цепочка «крепь 1КД90 – комбайн 1К101 – конвейер СП26» суточная производительность не превышала 800 т/сут., а удельная себестоимость цепочки составляла 41 грн./т.

Была предложена цепочка, состоящая из крепи ДМ, комбайна РКУ10, конвейера СП26, минимальная производительность данной комплектации 1200 т/сут., удельная себестоимость 28 грн./т.

Рассмотренные нами подходы позволяют исследовать фактический уровень производительности комплектаций, выявить рациональную область эксплуатации, оптимизировать технологическую цепочку с позиции максимизации производительности и минимизации себестоимости.

УДК 622.014.3: 504.05

А.І. НОВАК, канд. техн. наук, доц., В.В. ЗАЄЦЬ, канд. техн. наук,
Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне, Україна

СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ РОЗРОБКИ ТОНКИХ ТА НАДТОНКИХ ПЛАСТІВ ВУГІЛЛЯ СТРУГОВИМ ВИЙМАННЯМ

Вугілля відіграє провідну роль у забезпеченні світового економічного розвитку, зменшенні бідності та забезпечує основні потреби людства у твердому паливі. В теперішній час із використанням вугілля виробляється 29,6 % первинної енергії та 41 % електричної енергії у світі.

В Україні вугілля залишається основним енергоносієм та відіграє вирішальну роль у забезпеченні потреб металургійної та хімічної промисловості. Проте поступове вичерпання вугільних родовищ і постійне погіршення гірничо-геологічних умов призводять до збільшення витрат на видобуток вугілля й погіршення якості вугільної продукції.

Так, за даними Міністерства вугільної промисловості України на 01.01.2009 року балансові запаси вугілля складали по категорії А+В+С1 45536 млн т, а по категорії С2 11245 млн т. З них на Донецьку область припадало 55,4% від усіх розвіданих і поставлених на баланс запасів, на Луганську 28,9%, на Дніпропетровську 12,7%, на решту – 3,0%.

Найменшу частку (2%) складають запаси пластів потужністю 1,81-2,5 м, які представляють найбільший інтерес з економічної точки зору. Причинами цього є те, що запаси подібної потужності належать до більш якісних і вони видобувалися в першу чергу після того як технології видобутку корисної копалини дозволили отримати до них доступ. Територіально вони зосереджені переважно у Донецькій і Луганській областях (93,1 % і 5,6%), у той час як на інших територіях майже не зустрічаються. Запаси пластів потужністю 2,51.3,5 м складали 0,2% від промислових, причому у Донецькій області зосереджено 49,6% таких запасів, у решті областей – 50,4%.

Основна частина промислових запасів кам'яного вугілля в Україні до глибини 1500 м оцінюється в 117,3 млрд т. Однак 70 – 80 % з них знаходяться в тонких (до 1,2 м) і дуже тонких (менше 0,7 м) пластах.

Фактично, у всіх передових вугледобувних країнах такі пласти відносяться до забалансових і не розробляються.

Останнім часом техніко-технологічна ситуація на шахтах України змінюється.

Передові виробничі підприємства нашої держави широко впроваджують техніку нового технічного рівня. Це приводить до підвищення концентрації гірничих робіт та інтенсифікації процесу видобування. Збільшення обсягів видобутку забезпечується адекватною зміною довжини лави, очисних стовпів та швидкості посування очисних вибоїв.

Найбільш повно вимогам високошвидкісного видобування вугілля з вийманням вугілля із тонких вугільних пластів відповідає струговa комплексно-механізована технологія.

Серед переваг даної технології є можливість роботи в повністю автоматизованому режимі, максимальна безпека роботи у очисному вибої, надійна робота, навіть за наявності хвилястої гіпсометрії і перешкод та максимальне зменшення кількості пустої породи у вугіллі.

Таким чином, незважаючи на зміну пріоритетів у енергетичній політиці розвинутих країн світу та інтенсивний розвиток технологій, орієнтованих на використання нетрадиційних та відновлюваних джерел енергії, вугілля залишатиметься основним енергетичним ресурсом практично для всіх промислово розвинутих держав.

Останні роки засвідчили зростання попиту на вугільну продукцію навіть при запровадженні суворих екологічних обмежень.

Скорочення обсягів видобутку вугілля в Україні, за умови збереження існуючої структури національної економіки, вимагатиме збільшення імпортних поставок вугільної сировини та розвитку транспортної інфраструктури.

Додатковим способом забезпечення потреб у енергетичній сировині має стати поширене застосування сучасних технологій, пов'язаних із струговим вийманням тонких та надтонких пластів вугілля та видобутком вугілля з техногенних родовищ.

UDC 622.272: 622.611

V.A. KALINICHENKO, Doctor of Technical Sciences, Professor,
A.V. KOSENKO, postgraduate student, Krivoy Rog National University

PROSPECTS FOR THE USE OF LOAD-HAUL-DUMP IN THE PROCESS OF ORE DRAWING AND DELIVERY OF ORE IN DIFFICULT GEOMECHANICAL CONDITIONS OF ORE DEPOSITS

To date, the development of natural deposits of rich iron ore in underground mines Kryvbas made at a depth of 1200-1400 m under significant influence of gravitational stress fields with different options sublevel caving method characterized by low rates of ore extraction and design complexity, with increasing depth reduces the competitiveness of underground mining enterprises. Under these conditions, the reserves for further design and technological upgrade sewage extraction technology based on the use of obsolete fixed and hand-held equipment is almost exhausted.

Analysis of the current domestic and foreign experience, scientific works and project materials prove that at the moment the main problem of mining natural rich iron ore is the intensification of its production and the introduction of advanced methods of production using modern mechanization of all production processes. Since it is proved that the intensification of extraction long-hole stoping improve the competitiveness of the mining enterprises of Kryvyi Rih iron ore basin. But the large-scale introduction of the self-propelled machines hinder sophisticated geomechanical conditions of deep horizons of mines Kryvbas, especially in the process of delivery of ore mass since the release of the ore through the crosscut, located at the base of drawbell of production level, it is extremely difficult to keep the workings of cross-sectional area of 12-14 m^2 during their lifetime while ensuring maximum quality and quantity of ore extraction. This raises the question of changing the design of the production level.

To solve this problem, developed a combined method of delivery of ore from the discharge openings to the system of capital ore passes, through multi-bucket scrapers on the horizon, the primary delivery and Load-Haul-Dump on the horizon secondary delivery, which is the most adapted to the complex geomechanical conditions of deep horizons of mines Kryvbas.

In the context of the traditional method of blasting ore solid performance of a scraper installation, is 340-420 m/shift, and Load-Haul-Dump – 700-850 m/shift, depending on its type, a distance average delivery lengths of 90-450 meters. This makes it possible to optimize the distance between the capital ore passes on the basis of a feasibility study.

The use of multi-bucket scraper winches allows the ore drawing all the draw-points along the length of the primary mine working uniform dose delivery («Trench ore drawing method») that improves the quantitative and qualitative of ore extraction. Because based on laboratory studies conducted for the terms of the range of tilt angles of one of the side walls panel stope of ore deposits within 65-90^o and height of the layer of ore collapsed draw-points, which in scale modeling is 40 m, it was found that «Trench ore drawing method» reduces the ore to 15 % in fact pure ore extraction, depending on the angle and height of the ore deposit ore collapsed layer, as compared to a uniformly consistent ore-release mode.

This ore drawing method excludes the impact of social factors in the performance of planogram ore drawing, through the use of multi-bucket scraper winch. Since the distance between adjacent scraper winch buckets equal to the distance between the pairs of draw-points from which the ore drawing.

It was found that the use of the developed combined method of delivery of ore allows to create flat horizontal and inclined exposure chamber volume of 23-56,8% of the volume of panel stope length - 25-35 m and height – 40 m, in the development of ore deposits average power 15-37 m. What at times exceeds the volume of compensation chamber with traditional methods of delivery of ore mass.

Application of the method of delivery of ore is not limited to these conditions and can be used in the development of ore deposits of any power that's just presented ores of any strength and stability. And in the implementation of high-quality ore breaking an array with a minimum yield of oversized pieces of ore, volume of compensation chambers can reach 70% of the volume of panel stope, and the performance of the primary means of delivery is increased to 500-600 m/shift.

УДК 622.831.322: 624.138.4

С.Ю. МАКЕЕВ, канд. техн. наук, С.Ю. АНДРЕЕВ, канд. техн. наук,
Г.А. РЫЖОВ, младший научн. сотр.,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯВЛЕНИЙ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ МЕХАНИКИ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Известно, что переход угледобычи на большие глубины увеличивает вероятность возникновения газодинамических явлений и делает менее эффективным управление состоянием углепородным массивом при применении таких высокотехнологичных способов, как физико-химическое воздействие (ФХВ). Дело в том, что на небольших глубинах благодаря развитой трещиновато-пористой структуре угля ФХВ приводит как к вытеснению свободного метана из пласта в выработанное пространство, так и его проникновению в нетронутую часть массива с последующим блокированием. С увеличением глубин разработки повышенное горное давление, препятствует продвижению применяемых при ФХВ реагентов в трещины и поры вследствие уменьшения их проходного сечения и частичного закрытия, что снижает эффективность такого воздействия. Кроме того, дополнительным негативным фактором являются и появляющиеся в массиве более опасные по взрыво-воспламенению газы, такие как ацетилен, гомологи метана, комфортийный, реликовый (мантийный) и другие. Их также необходимо изолировать.

В современных условиях применяемые способы ФХВ обладают существенным недостатком. Они основаны на образовании так называемых механических систем, направленных на вытеснение газа из угля и на блокировку его в трещиновато-пористой структуре углепородного массива с устранением градиента физико-механических характеристик и повышением его изотропности. При этом управление величиной развивающихся в массиве упругих и неупругих характеристик происходит только за счет изменения состава и свойств применяемых химических реагентов.

Широкие возможности для управления состоянием массива дает направленное создание в нем систем физико-химической механики, основанных на таких явлениях как пластификация-охрупчивание, набухание-усадка. С этих позиций представляется перспективным использование, многокомпонентной и многостадийной обработки массива, в частности, двухстадийной [1], при которой на первом этапе производят разгрузку массива и вытеснение из него метана (например, гидродинамическим способом [2]).

На втором этапе дополнительно осуществляют блокирование газа вязкими химическими реагентами, нагнетаемыми в расширенную трещиновато-пористую структуру массива и управление вышеперечисленными явлениями.

Такими реагентами могут служить растворы силикатов, лигносульфонатов или полимеров карбомидо- и мочевино- формальдегидной группы, которые, проникая в трещиноватую структуру горных пород, не только блокируют метан, но и уменьшают его количество за счет адсорбции в растворе полимера [3].

Таким образом, многостадийное воздействие на горный массив [4] позволит повысить эффективность управления его состоянием за счет более глубокого и равномерного проникновения химических растворов в зоны, опасные по газодинамическому фактору.

Список литературы

1. **Макеев С.Ю.** Управление состоянием углепородного массива совмещением физико-химического и импульсного методов / **С.Ю. Макеев, С.Ю. Андреев, Г.А. Рыжов** // Проблемы нелинейной геомеханики на больших глубинах: Тезисы докладов VI Российско-Китайского научно-технического форума 13-17 июня 2016 г. – Апатиты: ГоИ КНЦ РАН, 2016. – С. 117.

2. Способы интенсификации дегазации угольных пластов и предотвращения выбросов угля и газа / **К.К. Софийский, Д.М. Житленок, А.П. Петух** [и др.]. – Донецк: ТОВ «Східний видавничий дім», 2014. – 460 с.

3. Феноменологическая модель генезиса динамических явлений в шахтах / **А.Ф. Булат, С.Ю. Макеев, С.Ю. Андреев, Г.А. Рыжов** // Підземні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання: Матеріали II міжнародної конференції 18 травня 2011 р. – Дніпропетровськ: НГУ, 2011. – С. 11-16.

4. Пат. України № 97444, МПК[8] E21F 5/00. Спосіб управління станом вуглепородного масиву / **А.Ф. Булат, С.Ю. Макеєв, С.Ю. Андрєєв, Г.О. Рижов, Т.П. Горська**; заявник і патентовласник Ін-т геотехн. мех. НАН України. – № u201411682; заявл. 28.10.2014; опубл. 10.03.2015, Бюл. № 5/2015. – 6 с.

УДК 622.012.2

В.В. РУССКИХ, А.В. ЯВОРСКИЙ, кандидаты техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

СИМУЛЯЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СИСТЕМ ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКОВ

Тенденция снижения цены на железную руду по всему миру показывает, что добыча руды на Украине должна стать более эффективной. Одним из способов повышения эффективности производства, является полное использование всех ресурсов, в том числе и применение передовых инженерно-компьютерных технологий. На сегодняшний день проектирование горных предприятий осуществляется, как правило, на основе комбинации интегрированного программного обеспечения с автоматизированной системой проектирования (CAD), различными коммерческими программными средствами, собственными разработками и другими методами. В результате, плохо интегрированный набор инструментов, приводит к дублированию данных и увеличению объема работы. Кроме того, зачастую нет возможности быстро и эффективно учитывать изменение горно-геологических условий и рыночной конъюнктуры.

При современном развитии компьютерных программ и технологий, попросту не эффективно хранить информацию о работе горнодобывающих предприятий на листах бумаги или в отдельных компьютерных файлах. Создание общего хранилища данных, где хранится вся необходимая информация очень важная задача для горных предприятий. Большие объемы данных, хранящиеся в репозитории, потребуют эффективные инструменты для быстрого доступа к этой информации, ее сортировки в какой-то логический порядок и представления результатов проектировщику. Тем не менее, чтобы эффективно работать с информацией, данные должны быть доступны для всех приложений, которым они необходимы. Поэтому просто необходимо применение именно специализированных компьютерных программ для разработки и планирования систем подземных рудников.

Анализ рынка информационных технологий в области проектирования очистных работ подземных горных предприятий показал, что соответствующее программное обеспечение необходимо создавать с учетом особенностей горно-геологических и технологических факторов конкретного предприятия. На сегодняшний день современные языки программирования позволяют создавать имитационные модели технологии ведения очистных работ и разрабатывать системы автоматизированного проектирования горных предприятий. Одной из таких систем является программное обеспечение “SingleBlast”, разработанное в Национальном горном университете. Программное обеспечение разрабатывалось для проектирования буровзрывных работ в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат», которое разрабатывает Южно-Белозерское месторождение богатых железных руд подземным способом [1].

Современные языки программирования также позволяют создавать имитационные модели воздухораспределения подземных горных предприятий. Специалистами научно- исследовательского института горных проблем Академии инженерных наук Украины разработано программное обеспечение «MineModeler» для условий ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», обеспечивающее решение комплекса задач воздухораспределения в шахтной вентиляционной сети и ориентирована для работы специалистов участков вентиляции и депрессионных служб. Основным набором исходных данных для программы «MineModeler» являются аэродинамические сопротивления вентиляционных сооружений и ветвей, их взаимосвязи и характеристики источников тяги [2].

Приведенное программное обеспечение позволяет существенно снизить трудоемкость работ и время на проектирование технической документации. Автоматизация процессов проектирования позволяет повысить точность и надежность технологических расчетов. Применение симуляционного моделирования в различных подразделениях предприятия позволит сократить сроки поиска оптимальных проектных решений, снизить управленческие риски и повысить эффективность работы горного предприятия в целом.

Список литературы

1. **В.В. Русских, А.А. Гайдай, В.И. Доценко** /Имитационное моделирование очистных работ на ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» / Проблемы использования информационных технологий в сфере образования, науки и промышленности: Сб. науч. тр. Нац. горн. ун-та. – Д.: Национальный горный университет, 2013. - С. 70 -76.

2. **Бондаренко В.І., Демченко Ю.І., Руських В.В.** Застосування програмного забезпечення “MineModeler” на шахтах ВАТ “Павлоградвугілля” // Науковий вісник НГУ, 2009. – № 12. – С. 23 -26.

УДК 622.273.21

И.П. КУШНЕРЁВ, Ю.Ю. КРИВЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ВТОРИЧНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫРАБОТАННЫХ ПРОСТРАНСТВ ШАХТ

При подземной разработке в недрах появляется всё большее количество пустующих выработок в своём большинстве пригодных для вторичного использования. С целью экономии капитальных затрат на новое строительство и благодаря возможности сохранения земной поверхности и улучшения охраны окружающей среды необходимо максимально использовать выработанные пространства шахт для других хозяйственных нужд.

Выполненный и приведенный ниже нами анализ показал, что это особо актуально для шахт по добыче стройматериалов, доломитов, солей камерными или камерно-столбовыми системами разработки. Такие месторождения зачастую вскрыты штольнями или стволами с незначительным уклоном, что дает возможность заезда автотранспорта в выработки с дневной поверхности. Очистные выработки имеют, в основном, прямоугольное сечение: шириной 5-7,6 м, высота-2,4-12 м. Поверхности выработок ровные, крепятся только отдельные участки. Глубина заложения выработок от 20 до 140 м, температура воздуха в среднем 12-14 °С и колеблется в течение года незначительно. Выработки сухие, водопритоки отсутствуют.

В рудничной атмосфере отсутствуют вредные взрывчатые и горючие газы и пыль. Горные выработки таких шахт могут быть использованы для размещения крупных механизированных складов и объектов промышленного назначения, сырьевых складов легкой и пищевой промышленности, виноделия. Установлено, что при утилизации горных выработок в них возможно и следует размещать производственные объекты, которые не имеют крупного оборудования и энергетических установок.

Кроме того должны быть исключены горячие технологические процессы и отсутствовать источники вредного влияния на окружающую среду. Считаем, что в отработанных горных выработках целесообразно размещать производства высокой точности, требующие стабильных показателей температуры и влажности воздуха.

При вторичном использовании выработанных пространств конструктивные элементы выработок должны обеспечивать длительную устойчивость на заданный период службы и полноту извлечения полезных ископаемых при их добыче.

Расчеты таких подземных сооружений предопределяются условиями проведения, поддержания и способами охраны горных выработок.

Незакрепленные выработанные пространства исследуются методами теории ползучести, что позволяет определять величины смещений контуров и выполнять расчеты из условия ограничения смещений по технологическим требованиям. При этом формулируется условие длительной прочности.

Предложенный порядок рационального выбора параметров камерной выемки интерпретирован реологической постановкой проводимых исследований.

При этом полученные данные об изменении во времени свойств и состояния массива горных пород использовались для установления интегральных характеристик устойчивости обнажений в камерах и целиков.

В комплексе с аналитико-экспериментальными исследованиями учитывался предыдущий опыт отработки месторождений. Обследовано состояние необходимого для обобщения количества отработанных и поддерживаемых горных выработок.

Получены зависимости величины пролета отработанных камер и размеров поддерживающих целиков от установленных характеристик, учитывающих срок дальнейшего использования горной выработки.

Вторичное использование выработанных пространств на основе выполненных исследований позволит значительно повысить эффективность подземной добычи и уменьшить отчуждение плодородных земельных площадей для размещения объектов различного хозяйственного назначения.

УДК 622.7

Е.Х. АБЕН, канд. техн. наук, лектор, Ж.И. СЕЙДАХМЕТОВА, магистрант
НАО Казахский Национальный Технический Университет имени К.И. Сатпаева
г. Алматы, Республика Казахстан

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

При разработке наклонных залежей средней или ниже средней ценности, мощностью от 3 до 30 м, устойчивой руде и вмещающих породах одной из эффективных систем разработки является система разработки с доставкой руды силой взрыва.

Взрывная доставка руды предложена в СССР в 1956 г. для разработки наклонных залежей подземным способом и впервые была применена при разработке Миргалимсайского месторождения .

Сущность системы состоит в том, что рудную залежь, подготовленную этажным способом, разделяют на отдельные выемочные блоки, запасы в которых отрабатывают наклонными камерами по восстанию со взрывodоставкой руды до рудовыпускных воронок днища и управление кровлей осуществляют регулярно оставляемыми междукамерными ленточными целиками.

Данная система разработки отличается от других систем тем, что исключается присутствие забойных рабочих в очистном пространстве, относительно высокая производительность труда при использовании самоходного оборудования и мимнимальные затраты на доставку руды.

Однако, применение этой системы разработки ограничивается повышенным объемом буровых работ и удельным расходом ВВ на взрывodоставку, необходимостью периодической зачистки очистных камер при малых углах падения рудной залежи (25-30°).

Несмотря на многочисленные исследования по совершенствованию параметров данной системы разработки, до настоящего времени остается вопрос определения удельного расхода ВВ на взрывodоставку и линию наименьшего сопротивления (ЛНС) веерных скважин от параметров системы разработки.

Объектом исследования является Шалкийнское полиметаллическое месторождение, расположенное в Кзыл-Ординской области Республики Казахстан.

По запасам же свинцово-цинковых руд месторождение «Шалкия» не имеет аналогов в мире.

По оценкам специалистов, общие запасы цинка здесь составляют 8,5 млн т, свинца - 2 млн т.

Наклонные участки месторождения запланированы отрабатывать системой разработки с взрывodоставкой руды.

С целью повышения эффективности отбойки были проведены теоретические исследования по определению ЛНС, удельного расхода взрывчатого вещества при применении веерных скважин от длины доставки.

Для исследования были приняты следующие параметры: диаметр скважины 105 мм, мощность рудного тела 8-12 м, ширина камер - 10-18 м, крепость руды по шкале профессора М.М.Протодъяконова 12-14, длина камеры от 30 до 60 м.

Проведенными исследованиями нами было установлено, что для эффективной доставки руды до выпускных выработок и снижения потерь отбитой руды на почве очистной камеры, ЛНС веерных скважин необходимо корректировать с увеличением расстояния взрывной доставки руды.

Например, при увеличении длины доставки с 30 м до 60м, ЛНС необходимо уменьшить на 30%, а удельный расход ВВ необходимо увеличивать от 0,38 до 0,60 кг/т.

Параллельно с уменьшением ЛНС веерных скважин, необходимо увеличивать удельный расход ВВ.

При этом расстояние эффективной взрывной доставки руды сокращается с уменьшением мощности и угла падения рудных тел, эффективность взрывной доставки руды повышается с ростом крепости руды.

УДК 622.235.535.2.002.56.012.2

Д.Е. ЧИСТЯКОВ, А.И. ФЕДОРЕНКО, старшие научные сотрудники,
Т.В. МИЛЕЙКО, и.о. младшего научного сотрудника,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОТРАБОТКА ЮЖНОЙ ЧАСТИ ПЕРВОЙ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ МИЧУРИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ПОДРЕЧНОГО ЦЕЛИКА

Отработка южной части первой рудной залежи Мичуринского месторождения выше горизонта 90 м в условиях подречного целика традиционными методами связана с угрозой разрушения защитной дамбы вблизи реки Ингул. Поэтому принято решение о разработке ТЭО на опытно-промышленную разработку в осях 69-71 способом подземного блочного выщелачивания. Задача осложнена тем, что над месторождением присутствует кора выветривания, граница которой со скальными породами неравномерна, подчас руда входит в кору выветривания. С целью выработки решений выполнена научно-исследовательская работа «Опытно-промышленная отработка блока выше горизонта 90 м в осях 69-71 южной части первой рудной залежи Мичуринского месторождения методом подземного блочного выщелачивания в условиях подречного целика».

Предполагается раздробление горного рудного массива под корой выветривания в непосредственной близости от защитных сооружений р. Ингул с помощью взрывных работ. Произведен расчет параметров буровзрывных работ согласно методике докт. техн. наук В.И. Мосинца, с целью обеспечения сетки трещин по которым будет подаваться раствор.

Количество ВВ на одно замедление должно обеспечивать с одной стороны размер куска не более 200 мм, а с другой не должно превышать допустимую скорость смещения V для сооружений, находящихся в сильно трещиноватых, с глиной и высокой пористостью породах, которая составляет 6,8 см/с. Расстояние от взрываемого блока до ближайшего защитного сооружения R составляет 50 м. Коэффициент сейсмичности $K_с$ для объектов, находящихся на глубине до 500 м, принимается равным 1, согласно «Инструкции по обоснованию безопасных и устойчивых параметров очистных блоков на шахтах ГП «ВостГОК». Кроме того, зона трещин не должна достигнуть границы коры выветривания, чтобы избежать ее прорыва в выработки. Расчеты показали, что количество ВВ на одно замедление составит 421 кг.

Определен порядок образования компенсационного пространства, ведения очистной выемки, проходки и крепления выработок.

Разработаны рекомендации по безопасному ведению работ (бурение разведочных скважин, мониторинг распространения сейсмических волн), связанных с отработкой запасов южной части первой рудной залежи Мичуринского месторождения выше гор. 90 м в условиях подречного целика.

Кроме того, обоснована и определена вероятность смещения дневной поверхности и параметры деформаций дневной поверхности от ведения горных работ (образования компенсационного пространства), которые не превышают допустимые деформации. А также определена расчетная высота зоны трещин ($h_т$=2 м), расчетная высота зоны обрушения ($h_{обр}$=1,3м), минимальное расстояние от границы зоны трещин до коры выветривания (12 м).

Назначение и область применения научно-исследовательской работы: применение выбранных параметров опытно-промышленной отработки экспериментального блока в качестве исходных данных для определения технических решений, расчета показателей, выбора оборудования и порядка выполнения работ, а также определение последствий и возможности негативного воздействия на окружающую среду при отработке южной части первой рудной залежи Мичуринского месторождения выше горизонта 90 м в осях 69-85 методом подземного блочного выщелачивания.

Список литературы

1. **Мосинец В.Н.** Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / **В.Н. Мосинец** // М.: Недра, 1976. – 271 с.

2. **Мосинец В.Н., Абрамов А.В.** Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / **В.Н. Мосинец, А.В. Абрамов** // М.: Недра, 1982. – 248 с.

УДК 622.83

С.Г. НЕГРЕЙ, канд. техн. наук, доц.,
Донецкий национальный технический университет, Украина

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ СРЕДСТВ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Проблема обеспечения эксплуатационного и безаварийного состояния подготовительных выработок позади очистных забоев приобретает большую актуальность в связи с увеличением доли сплошных и комбинированных систем разработки. Поэтому большое внимание уделяется разработке и усовершенствованию эффективных способов и средств охраны выемочных выработок.

Применяемые в настоящее время средства охраны выработок позади лав на основе податливых ограждений опусканиям пород кровли только после значительной усадки, достигающей 30-50% от вынимаемой мощности пласта. При применении охранных сооружений с небольшой податливостью (литой полосы, тумб БЖБТ) смещения в выработках существенно меньше, но они достаточно дорогостоящие и не могут применяться на большинстве угольных предприятий [1].

Наиболее дешевыми по материальным затратам являются средства охраны, предусматривающие использование рядовой породы. Но из-за существенной податливости их нельзя считать эффективными. По нашему мнению, данные способы необходимо развивать, разрабатывая технологические решения по уменьшению податливости охранных сооружений и увеличению их несущей способности. Это может быть достигнуто применением ограждающих поверхностей и (или) изменением физико-механических свойств слагающего породного объема [2].

Предлагалось за счет изменения компрессионных показателей слагающего конструкцию породного материала, увеличения его объемной плотности под действием сжимающих усилий сформировать породные элементы с повышенной несущей способностью. Эти конструкции возводились послойно из мешков, заполненных рядовой породой.

Установлено, что с увеличением количества мешков в ряду породной конструкции податливость конструкции уменьшается в 1,7-3 раза в зависимости от крупности фракций, также уменьшается усадка всей конструкции, причем наилучший эффект обеспечивается при многорядной укладке с ориентацией мешков в слоях перпендикулярно выше и нижележащим. Также эти породные конструкции испытывались при разной степени уплотнения мешков предварительным сжатием – за счет изменения компрессионных показателей. При испытаниях этих конструкций была получена достаточная несущая способность охранного сооружения и допустимая податливость в 16-20%. Это объясняется тем, что уплотненный объем менее подвижен и обладает меньшей свободой, чем при естественной насыпке, и чем меньше пористость породного объема, тем меньше податливость сооружения.

Полученные решения послужили основой для разработки новых средств охраны выемочных выработок, которые основываются на применении тканевых мешков, заполненных уплотненной породой, и применение которых позволит создать отпор деформируемым породам кровли сразу же после их возведения. Конструкции из мешков могут возводиться на границе с выработанным пространством ленточно вдоль выработки либо в виде обособленных породных опор с компенсационными полостям [2]. Отдельностоящие породные опоры в плане имеют форму прямоугольника, который ориентирован наибольшей стороной перпендикулярно оси выработки. При этом обеспечивается податливость 17 % и существует возможность применения на слабых подстилающих породах почвы.

Список литературы

1. Негрей, С.Г. Поддержание выемочных выработок для обеспечения их эксплуатационного и безаварийного состояния стойками / С.Г. Негрей С.Г, Т.А. Негрей, Д.Н. Курдюмов Д.М. // Вісті Донецького гірничого інституту, Донецьк, 2013, №1 (32), С.218-225.

2. Негрей, С.Г. Усовершенствование технологии охраны подготовительных выработок породными стойками / С.Г. Негрей // Вісті Донецького гірничого інституту, Красноармійськ, 2014, №1(34)-2(35), С. 181-187.

УДК 553.98: 622.276/279(075)

І.П. КУШНЕРЬОВ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕХНОЛОГІЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ РУДНИХ ПОКЛАДІВ НА ГЛИБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ШАХТ КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

Очисне виймання залізорудних покладів на значних глибинах пов'язане з погіршенням показників добування. Особливо це актуально при застосуванні камерних систем розробки. Внаслідок негативного впливу гірського тиску на конструктивні елементи системи розробки доводиться зменшувати параметри камер і, навпаки, збільшувати розміри целіків. Таким чином запаси руди перерозподіляються із камерних запасів в цілики, тим самим погіршуючи показники виймання по системі. Останнім часом на ряді шахт спостерігається тенденція відмови від камерних систем розробки та перехід до систем підповерхового обвалення, в результаті чого зростає собівартість видобутку руди, а також погіршуються показники добування і в цілому ефективність очисного виймання руди.

Для рішення даних проблем необхідно розробити заходи щодо зменшення втрат руди та покращення показників вилучення. Це можливо шляхом активного впливу по забезпеченню стійкості оголень порід, що дає можливість збільшувати розміри очисних камер і, таким чином, покращувати показники добування корисних копалин. Застосування самохідної техніки на основних та допоміжних процесах очисного виймання руд дозволяє підвищити продуктивність вибоїв та зменшити час відпрацювання запасів блоку і стояння конструктивних елементів системи розробки.

Розроблена технологічна схема із застосуванням самохідної техніки не передбачає між камерних целіків та традиційного компенсаційного простору. Сутність її полягає в наступному. По мірі відпрацювання камерного запасу похилими шарами з кутом рівним природному укосу перепускаємих обвалених порід вищележачого горизонту покроково примусово обвалюються та випускаються запаси стелини трапецієвидної форми у проекції навхрест простягання. Причому для підвищення стійкісті оголень в конструкції системи розробки передбачені тимчасові підтримуючі цілики, які обвалюються в камеру згідно технології її відпрацювання. Після виймання камерного запасу обвалені породи заповнюють порожнину камери. Необхідний компенсаційний простір для масового обвалення стелини утворюють за рахунок укосу обвалених порід,що перепускаються, площини стелини та порід лежачого боку. Встановлена залежність для визначення розмірів компенсаційного простору, яка взаємопов'язує параметри стелини, коефіцієнт розпушення корисних копалин та укос обвалених порід. Конструктивні параметри камер та міжповерхового целіка визначаються за відомими методиками з урахуванням часу відпрацювання запасів блоку та зміни властивостей оточуючого масиву порід.

Запаси стелини розбурюються з вищележачого горизонту віялами глибоких свердловин, обвалюються на утворений таким чином компенсаційний простір та випускаються згідно теорії випуску скрізь раціонально утворені дучки.

Застосування самохідної техніки передбачено на технологічному процесі випуску та доставки рудної маси в рудоперепускні підняттєві, які з'єднують підповерхові горизонти з основним для виймання частин запасів камери та стелини. Важливим чинником при відпрацюванні запасів блоку по запропонованій технології є встановлена нами залежність координат місця розташування уловлюючих виробок в лежачому боці від параметрів стелини, компенсаційного простору та кута падіння покладу. Запропонована методика визначення місця розташування додаткових виробок та схема доставки рудної маси самохідними машинами.

Встановлено, що доцільність проведення додаткових доставочних виробок в лежачому боці крутоспадних покладів повинна визначатись витратами на їх спорудження та запасами,які довилучаються. Запропоновані технологічні та технічні рішення при відпрацюванні рудних покладів на глибоких горизонтах шахт Криворізького басейну камерними системами дозволяють розширити область їх застосування за рахунок підвищення стійкості оголень та зменшення часу стояння конструктивних елементів системи розробки, знизити витрати на утворення компенсаційного простору, поліпшити показники вилучення корисних копалин та підвищити навантаження на очисний вибій шляхом застосування самохідної техніки.

УДК 622.271

О.В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. екон. наук, доц.,
Т.С. ГРИЩЕНКО ст. викладач, М.А. ГРИЩЕНКО, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДЗЕМНОГО МАГНІТНОГО ЗБАГАЧЕННЯ ТА ЗАКЛАДКИ ПОРОЖНИН В ВИЙМАЛЬНИХ БЛОКАХ В ПРОЦЕСІ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ШАХТ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

На даний момент розробка покладів природно багатих залізних руд на шахтах Криворізького залізорудного басейну ведеться на глибинах, що перевищує 1100-1200 м.

Використовуються підповерхово-камерні системи розробки та системи підповерхового обвалення руди та вміщуючих порід.

При даних системах розробки має місце засмічення корисного компоненту, що призводить до зниження якості та вмісту заліза в руді, що збільшує витрати на підйом гірської маси на денну поверхню.

При середньому засміченні 16-18 % практично кожна п’ята тонна є пустою породою. Крім того для виданої пустої породи необхідно відводити земельні ділянки для формування породних відвалів.

Все це приводить до підвищення собівартості видобутку та погіршення екологічного стану Криворізького басейну.

Для вирішення зазначених проблем, після виконання аналізу існуючих варіантів збагачення корисних копалин, запропоновано застосування підземного збагачувального комплексу з використанням сухого магнітного збагачення.

При збагаченні додробленої бідної кускової руди на шахті ім. Артема з початковою масовою долею заліза $Fe_п$ = 49,5 % залежно від режиму сепарації був отриманий магнітний продукт з кінцевою масовою долею заліза $Fe_к$ = 56,0-57,8% при його виході відповідно 63,3% та 61,4 %.

Виконано аналіз сухого магнітного збагачення агломераційної руди на шахті ім. Леніна в результаті якого із аглоруди з $Fe_п$=54,5; 57,5; 59,3 % була отримана збагачена аглоруда з масовою долею заліза, відповідно $Fe_к$ =57,9; 60,0; 61,0 % при її виході 78,3; 83,3; 87,4 % відповідно.

За рахунок впровадження підземного збагачувального комплексу можливо, також, зменшити бортовий вміст заліза в руді, що дозволить видобути десятки тисяч тон бідних руд, які раніше були за межами бортового вмісту.

Впровадження підземного збагачувального комплексу дозволить зменшити витрати на підйом за рахунок вилучення з корисного компоненту пустої породи.

Крім цього, з’являється можливість використання систем розробки з закладкою та заповненням відробленого простору продуктами відходів збагачення.

Розроблені заходи дозволяють знизити собівартість видобутку руди і зменшити обсяги відвалоутворення на денній поверхні, що поліпшить екологічний стан та знизить техногенне навантаження на навколишнє середовище.

Список літератури

1. Перспективы сухого магнитного обогощения руд подземной добычи шахт кривбасса / **Ю.П. Капленко, М.Б. Федько, А.А. Ширяев, В.И. Лысак, Ю.В. Короленко** // Разраб. рудн. месторожд., 1999 . - Вип. 78. - С. 65-69

2. Исследование возможности повышения эффективности сухого магнитного обогощения мелкодробленых гематито-мартитовых руд/ **Л.А. Ломовцев, К.Л. Ломовцев, М.Б. Федько, С.В. Безверхий, С.И. Кретов, С.Б. Николаев**// Вісник КТУ., 2006 . - Вип. 14. 64-68

3. Разработка технологи складирования в выработанном пространстве отходов подземного сухого обогощения магнетитовых кварцитов/**М.Б. Федько, С.В. Безверхий**// Вісник КТУ., 2003. - Вип. 2. - С. 46-48

УДК 622

Х.А. ЮСУПОВ, д-р техн.наук, проф., С.С. БЕКТЕМБАЕВ, магистрант 2-курса «Горное дело»,
Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ВЫЕМКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ЖИЛ

Около 40% запасов золоторудных месторождений представлены маломощными рудными телами. Разработка таких месторождений характеризуется невысокими технико-экономическими показателями, малым уровнем механизации и большой трудоемкостью очистной выемки. Несмотря на многолетнюю практику разработки, многочисленные научные исследования, технология выемки маломощных рудных тел остается несовершенной. На большинстве месторождений эффективность разработки существенно снижается в результате значительного разубоживания руды, достигающего до 150-200 %. Для снижения величины разубоживания руды и повышения качества добываемой руды стремятся вести добычу, уменьшая до критических пределов ширину очистного пространства. Однако стесненные условия работы в узких забоях не позволяют в большинстве случаев применять в них высокопроизводительное оборудование. Взрывные работы из-за ограничения свободной поверхности ведутся в условиях зажима, в результате чего значительная часть энергии ВВ расходуется на сейсмическое воздействие в глубь массива и на переизмельчение отбиваемой руды. Все это ведет к дополнительному возрастанию разубоживания руды и потере наиболее обогащенной полезными компонентами рудной мелочи. В связи с этим применения эффективных систем разработки с высокой полнотой выемки, является актуальной задачей, имеющей важное научное и практическое значение для горного производства.

Объектом исследования является Верхне-Андасайское месторождение, расположенное на границе Чуйской впадины и юго-западного крыла Чу-Балхашского антиклинария. Месторождение Верхне-Андасайское по запасам мелкое, по содержанию золота богатое (27,04 г/т), представлено двумя субпараллельными кварцевыми жилами мощностью 0,5-10 см с рудной оторочкой березитов до 10-50 см. Руда хорошо отличается по цвету, наличию рудных минералов (сульфидов). Контакты жил с вмещающими породами четкие. Средние мощности жил по приросту запасов уменьшаются в сравнении с первым подсчетом запасов и составляют, соответственно: 0,307 и 0,106 м. По физико-механическим свойствам руда и порода близки друг другу. По крепости руда относится к крепкой (III) категории, порода – к средней (IV).

Проектом на опытно-промышленную разработку месторождения предусмотрена система разработки с магазинированием руды с валовой отбойкой горной массы скреперной доставкой. Отбойка руды потолкоуступными блоками высотой 1,8 м. Согласно требованиям техники безопасности выемка рудных тел при малой мощности должно быть не менее 80 см. Сечение выработки вчерне 1,5 м^2 (2,5×0,6), диаметр шпура 42 мм, способ взрывания – электрический. Расстояние между шпурами: по вертикали - 20 см; по горизонтали-15 см. При этом проектное разубоживание руды 11 %, фактическое разубоживание доходит до 100 %.

Для снижения величины разубоживания руды и повышения эффективности добычи были проведены опытная добыча с применением усовершенствованных вариантов селективной выемки с закладкой подрываемыми вмещающими породами, и подэтажной системы разработки с валовой шпуровой отбойкой.

Применение селективной выемки с закладкой подрываемыми вмещающими породами позволила снизить разубоживание руды в два-три раза и повысить содержание золота в добываемой руде.

Однако применение данного варианта системы разработки привело к снижению производительности из-за селективной отбойки и сложностью уборки отбитой руды.

Сущность подэтажной системы разработки с валовой шпуровой отбойкой заключается в том, что рудная залежь, подготовленная этажным способом, делится на отдельные выемочные блоки, выпуск руды с торца блока, а управление кровлей осуществляется обрушением вмещающих пород.

Применение указанной системы разработки позволило повысить производительность труда забойного рабочего и снизить величину разубоживания руды по сравнению с запланированными системами разработки.

УДК 622.363.1: 658.012.32

В. И. КАМЕНЕЦ, канд. техн. наук, доц., А. А. КОБЫЛЯНСКИЙ, студент,
Донецкий национальный технический университет, Украина

О ПЕРСПЕКТИВЕ РАЗВИТИЯ ГОСУДАРСТВЕННОГО ПРЕДПРИЯТИЯ «АРТЕМСОЛЬ»

«Артемсоль» - крупнейшее предприятие по добыче и переработке каменной соли в Украине и СНГ. Включает пять шахт с подземной добычей и солефабрики. Добыча в 80-е годы была более 7 млн. тонн (17 видов продукции). В 2015 г. объем добычи составил 2 млн т, в 2014 - 2,4 млн, в 2013 - 3,4 млн. Тенденция очевидна. До 2014 года имелось более 50 тыс. оптовых покупателей. Различные виды соли и сейчас пользуются спросом в странах Европы, Африки и Америки. За 135 лет работы рудников было добыто свыше 280,9 млн т, это лишь около 1 % запасов месторождения.

На рудниках сейчас применяется камерная система разработки с разделением пласта по мощности на три яруса. Между очистными камерами предусмотрены целики. Ширина очистных камер - 15 м, высота камер - 8 м. Способ добычи соли комбайновый (Урал-20РУ с бункером-перегружателем БП-30 и самоходным вагоном ВС-30), используется конвейерный транспорт.

За 10 месяцев 2016 г. произведено 1,35 млн т соли. Фасованной соли - 209 тыс. т (115,6 % к 2015 г.). При этом в 2016 г. произведено на 266 тыс. т меньше технической соли. На объемы добычи этого вида продукции повлияла аномально теплая зима 2015/16 гг. в странах Евросоюза и снижение объемов поставок в РФ. Также стала регулярной нехватка подвижного состава для отгрузки. Чистая прибыль составила почти 150 млн грн, на 60 % больше, чем в прошлом году, перечислено в бюджеты всех уровней налогов и сборов на 192,3 млн грн (94% к 2015 г.). С 9 ноября 2016 г. рудник №1,3 временно приостановил свою работу для проведения реконструкции и установки нового оборудования – трех фотосепараторов фирмы TAIHO для выпуска очищенной соли - продукции, ориентированной на европейского потребителя. Всего капитальные инвестиции в 2016 г. должны составить около 115 млн грн. Однако в целом на данный момент изношенность основных фондов предприятия составляет около 70 %.

1 ноября 2016 г. вступило в силу постановление правительства РФ о запрете ввоза соли (столовой и денатурированной) из Украины. Экспорт в Россию до запрета составлял 55 % объема.

Для оценки вариантов стратегического развития «Артемсоли» нами проведен SWOT- анализ, сформирована матрица, результаты сведены в таблицу.

Таблица

Результаты SWOT-анализа для ГП «Артемсоль»

	Возможности	Угрозы
Внешние факторы	1. Движение к приватизации (решение КМУ, на 2017 г.) 2. Завоевание новых сегментов и рынков 3. Расширение ассортимента продукции 4. Использование опыта ВЭД 5. Огромные запасы соли 6. Использование сложившихся баз данных потребителей	1.Частая сменяемость руководства 2. Госсобственность, госдивиденды 75% 3.Ослабление внутреннего рынка 4. Ужесточение условий кредитования 5. Тенденция к снижению объемов добычи 6. Риски инвестиций из-за близости зоны АТО 7. Регулярная нехватка подвижного состава 8. Потеря рынка РФ и сложности его замены 9. Снижение спроса в Евросоюзе
	Преимущества	Недостатки
Внутренние факторы	1. Монопольное положение на Украине 2. Наличие системы управления качеством ISO 9001:2008 3. Известная торговая марка 4. Квалифицированный производственный персонал, династии 5. Модернизация производства (фотосепарация, еврофасовка, добыча)	1. Слабая маркетинговая деятельность 2. Архаичная система продаж через дилеров 3. Износ основных фондов около 70% 4. Производственные мощности используются лишь на 33% 5. Ручной труд при переработке соли 6. Отсутствие гибкости в техническом перевооружении добычи

Рекомендуемая после приватизации стратегия развития - оборона и укрепление на рынках.

УДК 622.647.8

В. М. ТАРАСЮТІН, канд. техн. наук, доц.,
А. В. КОСЕНКО, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ ДОСТАВКИ РУДИ У РЕЗУЛЬТАТІ РОЗРОБКИ ПОКЛАДІВ ПРИРОДНО-БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД НА ЗНАЧНИХ ГЛИБИНАХ В УМОВАХ ШАХТ КРИВБАСУ

Ефективність ведення очисних робіт і найбільш повне кількісне та якісне вилучення запасів руди є актуальною проблемою розробки природно-багатих залізних руд системою підповерхового обвалення в умовах шахт Кривбасу, основним технологічним процесом якої є випуск руди через горизонтальні днища приймальних горизонтів.

На його розроблено автоматизований високопродуктивний рівномірно-паралельний почерговими лінійними зонами режим випуску рівномірних доз руди з усіх випускних отворів по лінії штреку скреперування, який забезпечується застосуванням багатоковшевих скреперних установок по штрекам скреперування на горизонті первинної доставки від випускних виробок, формуючи рудний навал на підошві навантажувального орта і високопродуктивної шахтної навантажувально-доставочної машини на горизонті вторинної доставки від рудного навалу до системи капітальних рудоспусків. Запропонована комбінована технологічна схема доставки руди адаптується до складних геомеханічних умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу і дозволяє:

мінімізувати вплив соціального фактору у процесі управління випуском руди завдяки тому, що відстань між суміжними парами випускних ніш по довжині штреку скреперування і від місця розвантаження до першої пари однакові та відповідають відстані між суміжними скреперами;

здійснювати випуск руди рівномірними дозами з усіх випускних отворів по штреку скреперування почергово-стадійно зонами від лежачого до висячого боку рудного покладу завдяки застосуванню багатоковшевої скреперної установки;

зменшити кількість зависань у процесі випуску руди завдяки заміні випускних отворів діаметром 1,5 м, випускними нішами прямокутної форми з розмірами 2×2 м;

поліпшити конструктивне оформлення горизонтів випуску і доставки виймальних одиниць та знизити питому довжину підготовчо-нарізних виробок на 1,5-2,5 м/1000 т запасу завдяки виключенню проходки панельних рудоспусків, і заміни їх акумулюючою площадкою на підошві навантажувально-доставочного орта;

поліпшити санітарно-гігієнічні умови праці гірників і підвищити безпеку ведення гірничих робіт у процесі випуску і доставки руди завдяки застосуванню самохідної навантажувально-доставочної техніки та відмова від проходки, за допомогою переносного обладнання ручним способом, панельних рудоперепускних підняттєвих.

організувати селективні потоки руди, рудної маси різної якості і пустих порід та зменшити об’єми проходки виробок відкотного горизонту завдяки застосуванню системи капітальних рудоспусків, відстань між якими може досягати 250 м, залежно від типу самохідної навантажувально-доставочної техніки, що застосовується.

Отже, вперше розроблений автоматизований високопродуктивний рівномірно-паралельний почерговими лінійними зонами режим випуску руди, який, на відміну від відомих, дозволяє виключити соціальний фактор у дотриманні планограми випуску і здійснювати випуск рівномірними дозами з кожної випускної виробки по одній осі виробки первинної доставки почергово або почергово-стадійно по площі днища приймального горизонту завдяки застосуванню багатоковшової скреперної установки з різним об’ємом скреперів, кількість яких відповідає числу пар випускних виробок, з яких проводиться випуск, що дозволить збільшити вилучення чистої руди до 30%, зниження втрат і засмічення до 17 % та до 5 % відповідно у абсолютних величинах, залежно від якості технологічного процесу відбивання, висоти шару обваленої руди, інтенсивності протікання технологічного процесу її випуску та кута падіння рудного покладу.

УДК 622.25:622.235

И.Е. МЕЛЬНИКОВА, канд. эконом. наук, В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

О ВОЗМОЖНОСТЯХ ПОНИЖЕНИЯ ТРУДОЗАТРАТ ПРИ ПОДГОТОВКЕ БЛОКОВ К ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ

Одним из основных и наиболее трудоемких производственных процессов при подземной разработке в Кривбассе месторождений железных руд является подготовка выемочных блоков к очистным работам. Удельный объем трудовых затрат на эти работы составляет 40-50% общих затрат на добычу руды.

Развитие систем разработки 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. Трудовые затраты на проходку восстающих достигают в отдельных случаях почти половины общих трудовых затрат на подготовку блоков к очистным работам.

В настоящее время на шахтах Криворожского бассейна ежегодно проходят порядка 27 тыс.м восстающих выработок. Подавляющее большинство выработок (96,7%) проходят буровзрывным (шпуровым) способом. Проходка восстающих шпуровым способом -осуществляется с устройством временных полков (78,9) и с применением самоходных комплексов (17,8%).

Средние скорости проходки восстающих остаются до настоящего времени относительно низкими (25-30 м/месяц), 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 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%.

Низкая производительность и высокие затраты ручного труда при проходке восстающих определяют необходимость поиска новых, простых, доступных в современных условиях производства технологических и технических решений эффективного разрушения горных пород, применительно к проходке восстающих.

На основании вышеизложенного выполнен комплекс исследований, которые позволили разработать комбинированный способ проходки восстающих выработок, в соответствии с которым в центре поперечного сечения выработки и на всю ее высоту механическим или термомеханическим способом 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.

Наиболее простым и доступным способом образования компенсационной полости является буровзрывной.

Этот способ, не требуя применения специального бурового оборудования, позволяет создавать компенсационную полость требуемых размеров при проходке тупиковых восстающих выработок высотой до 15 м. Способ основан на поярусной отбойке массива зарядами скважин диаметром 60-105 мм с использованием врубовых полостей диаметром 250-300 мм.

Испытания технологии проходки восстающих выработок комбинированным способом дают основания говорить о перспективности данного способа.

Анализ фотохронометражных наблюдений за проходкой восстающих взрыванием скважин на компенсационную полость показал, что данный способ позволяет до 70% механизировать основные технологические операции.

При этом исключаются воздействие на проходчика вибрации, попадания на него воды и бурового шлама, упрощается технология работ, ликвидируются такие операции, как оборудование выработки деревянными полками, трубами, многократное повторение циклов бурения, заряжания, взрывания и уборки породы.

Способ позволяет вывести проходчика из забойного пространства, ограничить контакты промышленного персонала с ВВ, значительно уменьшить затраты ручного труда.

УДК 550.83.002.56

В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ, С.И. КОРНИЯШИК,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К ВОПРОСУ ПРИМЕНЕНИЯ ГАММА-ГАММА МЕТОДА В УСЛОВИЯХ ДСФ ШАХТ КРИВБАССА

Для оперативной оценки содержания железа в окисленных рудах широко применяется гамма-гамма метод (ГГМ). На железорудных шахтах Кривбасса он наиболее распространен при контроле качества железорудного сырья на различных стадиях его переработки.

Принцип работы аппаратуры ГГМ следующий: гамма-кванты, излучаемые радиоизотопными источниками, попадают на продукт рудоразработки, отражаясь от поверхности, попадают в сцинтилляционный детектор. Гамма-кванты вызывают в сцинтилляционном детекторе вспышки света. Световые сигналы, возникающие в детекторе под воздействием гамма-излучения, преобразуются фотоумножителем в электрические импульсы и по соединительному кабелю поступают в панель управления, где усиливаются и нормализуются по амплитуде и длительности. Скорость счета нормализованных импульсов определяется интенсиметром. В качестве источника гамма-излучения используется, как правило, закрытые радиоизотопные источники с энергией камма-квантов от десятков до 200 кэВ. В этом диапазоне энергий преобладают, в основном, два процесса: комптоновское рассеяние гамма-квантов на электронах и фотоэлектрическое поглощение их атомами вещества.

В настоящей работе использовали эталонирование приборов ГГМ на рабочих эталонах. Для эталонирования приборов использовали насыпные модели-эталоны. Руда для насыпных эталонов выбиралась из тех фракций, которые необходимы для контроля продуктов рудоразборки. Толщина слоя в эталонных пробах определялась с учетом изменений плотности исследуемой среды: для фракций – 10 мм -20 см; +10÷-25 мм – 30 см; +25÷-50 мм – 50 см.

Для измерения содержания железа в продуктах рудоразборки была использована следующая схема опробования: сначала определялось содержание железа во фракции -100 мм и +100 мм, а затем после рассева – во фракциях -10 мм, +10÷-25 мм, +25÷-50 мм.

Измерения проводились в ящиках, для чего насыпался необходимый слой руды. На одной пробе проводилось не менее 20 замеров.

Определение содержания железа сводилось к пересчету с помощью эталонировочных графиков величин скорости счета в величины содержаний железа.

Результаты замеров по каждой фракции усреднялись путем вычисления среднеарифметического значения.

Точность и достоверность определений содержания железа в пробах оценивались путем сопоставления данных геофизического опробования методом ГГМ с результатами традиционного геологического опробования.

При таких сопоставлениях результаты геологических методов опробования, основанные на химических анализах отбираемых проб, принимались за истинные.

Геофизические методы опробования по отношению к геологическому являются совмещенными или сопряженными.

При плохом усреднении материала пробы, что наблюдается при крупных фракциях материала, расхождения между данными геологического и геофизического опробования закономерны и неизбежны. В результате выполненных работ установлено:

1. В условиях ДСФ шахт Кривбасса применение гамма-гамма метода для оценки содержания железа возможно на всех стадиях рудоподготовки железорудного сырья.

2. Для классов крупности -10 мм, +10÷-25 мм, +25÷-50 мм при контроле содержания железа с необходимой точностью требуется создание номинального слоя насыщения и введение поправочных коэффициентов при эталонировании геофизических приборов.

3. Применение гамма-гамма метода дает возможность получить экспресс-информацию о качестве железорудного сырья и железорудной продукции в течении короткого промежутка времени (1-2 мин), что позволяет создать информативно-регулирующие локальные системы для всего технологического процесса переработки добытой рудной массы.

УДК 553.98:622.276/279(075)

С.Г. НУРСУЛТАНОВА, канд. геолого-минер. наук, ассоциированный профессор,
Г.Е. ЕРМЕКБАЕВА, лектор, Г.Т. БАУДАГУЛОВА, преподаватель,
Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Казахстан

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СО СЛОЖНЫМ ГЕОЛОГИЧЕСКИМ СТРОЕНИЕМ ПРИКАСПИЙСКОГО БАССЕЙНА

Современный этап развития нефтяной отрасли совпадает с переходом к преимущественно рыночным отношениям.

Этому периоду свойственно резкое ухудшение сырьевой базы нефтяной промышленности. Оно связано со вступлением многих нефтяных залежей в сложную позднюю стадию разработки, когда основная часть запасов уже выработана, а для объектов характерна низкая продуктивность и крайне неблагоприятные геолого-физические параметры вводимых в разработку новых залежей, с недостаточным приростом разведанных запасов нефти. Запасы большинства введенных и вводимых в разработку залежей нефти являются трудноизвлекаемыми.

Так, для многих месторождений Прикаспийского бассейна характерны: наличие более двух структурных этажей; наличие крупных тектонических нарушений; большая глубина залегания продуктивных горизонтов; неоднородность и низкие фильтрационно-емкостные свойства коллектора; литологические замещения; сложные термобарические условия, аномально высокие пластовые давления; несовпадение структурных планов продуктивных горизонтов; проявления соляной тектоники; мощный этаж продуктивности; низкое качество нефти (высоковязкая, высокосернистая, наличие асфальто-смолистых компонентов, парафинов); большая площадь нефтегазоносности, наличие нескольких эксплуатационных объектов и этажей разработки, дифференциация условий разработки и т.д.

Возросла необходимость повышения уровня методов промыслово-геологического изучения залежей нефти и газа с использованием современных компьютерных программ, новых методов повышения нефтеотдачи.

Ведется поиск все более совершенных технологий разработки и доразработки месторождений, способов контроля и управления внутрипластовыми процессами для более полного использования недр.

Огромное значение приобрела проблема решения технологических задач в жестких рамках современной рыночной экономики.

Для более эффективного и рационального проектирования разработки и доразработки нефтяных и газовых месторождений необходимо учитывать геологические и технологические факторы, влияющие на коэффициент извлечения нефти, а также проводить геофизические исследования скважин, корреляцию скважин для уточнения особенностей геологического строения, гидродинамические исследования, геолого-промысловые исследования керна и пластовых флюидов, контроль за изменением термобарических условий, установлением нормы отбора из нефтяных скважин, применение методов воздействия на пласт (полимерное заводнение и закачка газа), методов воздействия на ПЗС (гидроразрыв пласта, кислотная и термокислотная обработка, гидропескоструйная перфорация, воздействие нефтекислотными эмульсиями, растворителями, пенами, раствором ПАВ, паром, электропрогревом), современных МУН (СПС, ВУС, SAGD, CHOPS), контроль за динамикой обводнения продуктивных горизонтов и за поведением газового фактора, контроль за изменением пластового давления, перемещением уровня водонефтяного и газонефтяного контактов, за изменением свойств нефти и воды в процессе разработки и т.д.

Список литературы

1. **Л.К. Киинов**, Разработка месторождений парафинистых и вязких нефтей в Западном Казахстане., М., ВНИИОЭНГ,1996.

2. **Марабаев Ж.И., Жолтаев Г.Ж. и** др. Геологическое строение и перспективы нефтегазоносности Северного и Среднего Каспия. – А., Казмунайгаз, 2005.

УДК 622.272:550.3

Л.А. ШТАНЬКО, канд. техн. наук, В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОЦЕНКА УРОВНЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ МАССИВА, ИНТЕНСИВНО ПОДРАБОТАННОГО ПОДЗЕМНЫМИ РУДНИКАМИ

Изучение с земной поверхности состояния породного массива в районах масштабных подземных горных работ является актуальным направлением для оценки уровня геотехногенной безопасности объектов, попадающих в зону риска, обусловленного наличием выработанного пространства, образованного отработкой рудных залежей подземных способом.

Вокруг выработанного пространства происходят деформации, создающие силовое поле, электромагнитная и акустическая составляющая которого может характеризовать геодинамические явления в подработанном породном массиве.

Данное положение является чрезвычайно важным при выборе геофизических методов, которые можно эффективно использовать в рамках геофизического мониторинга структуры и состояния массива горных пород в районах масштабных подземных горных работ.

НИГРИ ГВУЗ «КНУ» удалось, в рамках натурных исследований, реализовать идею применения геофизических методов ЕИЭМПЗ и РАП для наблюдения и оценки состояния породного массива в районах масштабных подземных горных работ.

Исследования на основе применения методов ЕИЭМПЗ и РАП проводились на жизненно важном для г. Кривой Рог, техническом сооружении - городской автодороге, обеспечивающей проезд с северной группы рудников на трассу Кривой Рог-Кировоград. Участок автодороги 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 последних 30 лет происходит развитие техногенного геодинамического процесса, который проявляется в виде классической мульды сдвижения, включающей 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 района их расположения с применением различных видов геофизических исследований. 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. Учитывая высокую степень опасности обрушений на исследуемом техническом сооружении НИГРИ ГВУЗ «КНУ» провел методом регистрации комплекса параметров ЕИЭМПЗ и РАП системный геофизический мониторинг оценки состояния породного массива над отработанной железорудной залежью.

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 границей, которая находится по профилю дороги на глубине до - 120 м от поверхности наблюдений, а на остальной территории над отработанной железорудной залежью данный показатель равен 200-240 м.

Выполненный мониторинг показал, что система наблюдений методами ЕИЭМПЗ и РАП является эффективной и информативной применительно к изучению строения и оценки состояния породного горного массива в районах масштабных подземных горных работ. Настоящая система позволяет изучать с земной поверхности характер распределения напряженного состояния массивов горных пород, оперативно прогнозировать динамику деформаций в породном массиве и оценивать уровень геотехнологической безопасности массива в районах масштабных подземных горных работ.

УДК 622.245.73

Г.Т. КЕРИМБАЕВА, С.А. ЗАУРБЕКОВ, А.С. ЛАТЫПОВ,
Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Республика Казахстан

СИСТЕМА ОБВЯЗКИ УСТЬЯ СКВАЖИНЫ ПРИ ИЗМЕНЯЮЩЕМСЯ В ШИРОКОМ ДИАПАЗОНЕ ДАВЛЕНИИ И ВИДЕ РАБОЧЕГО АГЕНТА

В нефтегазовой отрасли Республика Казахстан наблюдается значительный рост глубины залегания углеводородов 5000 и более тысяч метров при вскрытии которых, в процессе бурения требуется уделять существенное внимание компоновке и режиму работы системы обвязки устья скважины.

До настоящего времени недостаточно изучены все факторы, определяющие поступление газожидкостных смесей в ствол скважины как в процессе бурения скважины, так и во время сопутствующих операций, недостаточно изучена технология автоматического регулирования давления в затрубном пространстве для поддержания сбалансированного давления на забое скважины при наличии в ней очистного агента малой плотности, малой глубине скважины или горизонтальном ее направлении.

В связи с этим, совершенствование устьевой обвязки и ее элементов включаемых в колонну бурильных труб, является весьма актуальной задачей.

Применяемые в настоящее время системы обвязки устья скважины при высоком пластовом давлении содержат превенторный узел, напорный узел с трубопроводами, очистительный узел, основной и дополнительный дроссели и резервный амбар [1].

К основным недостаткам известных систем следует отнести то, что эффективность и безопасность проходки при использовании ее низка за счет того, что превенторный узел в ней состоит из нескольких превенторов имеющих сложную систему управления, напорный узел включает элементы (гибкий шланг и вертлюг), которые могут выйти из строя при нарастании давления в случае перехода на утяжеленные буровые растворы для глушения скважины; основной дроссель не имеет автоматической системы для установки на рабочий режим.

Авторы работы разработали систему обвязки устья скважины при высоком пластовом давлении позволяющая повысить ее надежную работу [2].

Для достижения высокой надежности работы обвязки устья скважины, при высоком пластовом давлении, предлагается установить обратные клапана в превенторный узел, которые имеют отдельный корпус и выполнены в виде обратных клапанов оппозитно расположенных по концам возвратной пружины, разобщающих и поочередно сообщающих каналы поступления очистного агента из напорного узла с центральным каналом колонны бурильных труб.

Применение разработанной системы позволяет:

оперативно заменять подачу жидкости через сальник или через устье скважины с сохранением заданных параметров (подача, давление и др.);

производить наращивание бурового инструмента без прекращения подачи жидкости в буровой ствол;

заменять при необходимости один вид очистного агента на другой;

Результатом работы является усовершенствованная конструкция «превентор-сальник», которая может обеспечить эффективную работу скважины, обеспечить безопасность проходки, позволит учитывать установленные закономерности изменения силового воздействия потока очистного агента с различными реологическими свойствами.

Список литературы

1. **Гоинс У.К., Шеффилд Р**. Предотвращение выбросов. Перевод с англ. М.: Недра, 1987.

2. Патент № 15328 Республики Казахстан. Система обвязки устья скважины и способ бурения ее при высоком пластовом давлении / Шайхымежденов Ж.Г., Куатбеков М.К., Латыпов А.С., Латыпова Ю.А.; опубл.15.05.2008, Бюл. № 5. – 5 с.

УДК 622.014

В.Ю. МЕДЯНИК, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Національний гірничий університет, Україна

НАУКОВІ ОСНОВИ ГАРМОНІЗАЦІЇ ПРОСТОРОВО-ПЛАНУВАЛЬНИХ РІШЕНЬ ПРИ ПРОЕКТУВАННІ І ВІДПРАЦЮВАННІ ГАЗОВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ ПІДЗЕМНИМ СПОСОБОМ

Згідно стану на 2017 рік тенденція споживання вугілля в світі до 2050 р в світлі Паризької угоди по «Глобальному Клімату СО-21» є дійсною світлиною теплоенергетики планети Землі [1,2]. Так з аналітичними прогнозами світовий видобуток вугілля до 2050 складе більше 9 млрд т, а це плюс 17% в порівнянні з 2015 р - 7,68 млрд т.

Пролонгована реструктуризація обумовлена розвитком теплоенергетичного сектору країн світу, в концепції поліпшення екологічних проблем, пов'язаних з видобутком вугілля. І зараз просто відмовитися від вугілля і газу за один день просто неможливо, це призведе до енергетичного колапсу у державі.

Для своєчасного поновлення шахтного фонду необхідне планування нових комплексно-промислових об’єктів XXI-го сторіччя та ввод їх потужностей, котрі і надалі будуть забезпечувати тисячі робочих місць на десятиріччя [3]. З повнотою вилучення розкритих запасів з веденням гармонійного планування і відпрацювання пластів до потужності 0,4-0,5 м застосовуючи прогресивну інноваційну техніку та технології XXI-го сторіччя ми забезпечуємо себе майбутнє, підтримуючи прилеглі до підприємств шахтарських містечках і забезпечуємо соціально-побутові умови в цих регіонах.

Нажаль в останній час при підземній розробці пластових родовищ дуже мало, або взагалі відсутні глибоко опрацьовані наукові обґрунтування планувальних рішень при проектуванні і відпрацюванні газовугільних родовищ підземним способом. Часто все зводиться до складання програм і планів, які називають стратегічним плануванням, які у приватників засекречена. Наука зводитися нанівець через брак фінансування, через внутрішню приватну політику про нерозголошення та і занурення в безодню хаосу вугільної промисловості та розвалу цільових профільних проектних установ. До останнього часу проектування і планування оптимальних кількісних і якісних параметрів шахт здійснювався по гірничотехнічних можливостям техніки і економічних розрахунків на основі статистичних даних, або математико-аналітичним методом з використанням екстремальних властивостей функцій. Метою роботи є створення науково обґрунтованих методів проектування нових горизонтів гірничодобувних підприємств для гармонійного комплексного відпрацювання родовищ корисних копалин зі значними меншими капітальними та експлуатаційними витратами [4]. Для досягнення поставленої в роботі мети використаний комплекс методів: математичної статистики, стохастичного факторного аналізу; евристичних методів теорії оптимізму песимізму Гурвіца та Енгельмейєра, метод інверсії та симплексного методу, що доповнюють один одного; планування складних ергодинамічних систем просторово-часового континууму; метод дослідження операцій і розв'язання багатокритеріальних задач.

Наукове значення роботи полягає в розробці наукових засад гармонізації просторово-планувальних рішень як ефективної взаємодії згоди і згладжування, зведення до мінімуму протиріч, викликаних між елементами систем підготовки і розробки в просторово-часовому континуумі й методології проектування гірничодобувних підприємств XXI сторіччя.

З вищенаведеного є важливим пріоритетом гармонійна робота вугільної промисловості та її стратегічної ролі у забезпечені енергетичної безпеки і економіки країни.

Список літератури

1. **Півняк Г.Г.** Тенденції споживання вугілля в світі до 2050 р в світлі Паризької угоди по «Глобальному клімату СО-21» // **Г.Г. Півняк,. В.І. Бондаренко, Ю.Я. Чередниченко.** Матеріали X Міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки», Дніпропетровськ-Бердянськ. 2016, –С. 11-13.

2. Традиційні та нетрадиційні системи енергозабезпечення урбанізованих та промислових територій України: монографія /Моногр. за заг.ред. **Г.Г. Півняка.** – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 334 с.

3. **Медяник В.Ю.** Про необхідність нової наукової концепції проектування вугільних шахт / **В.Ю.Медяник //** Міжвід. зб.наук. праць НАН України Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова: Дніпропетровськ, – Вип. 123. – С.107–115.

4. **Медяник В.Ю.** Комплексний видобуток і використання корисних копалин / **В.Ю. Медяник, М.В. Нетеча, Ю.І. Демченко //** Розробка родовищ: Зб. наук. пр. - 2015. – Т. 9. – С. 93-100.

УДК 622:338.45

С.О. ПОПОВ, докт.техн.наук. проф., О.О. ЄРІНА, аспірантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет», Україна

ОЦІНЮВАННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ БУРО-ВИБУХОВИХ РОБІТ НА ОСНОВІ ПОКАЗНИКА «ЦІННІСТЬ»

Одним з найбільш важливих технологічних процесів, який виконується при підземній розробці залізорудних родовищ є буро-вибухова відбійка руди (БВВ).

Важливість цього процесу обумовлюється тим, що він є першим у низці технологічних процесів, за яким здійснюється відділення руди від гірського масиву і їй надаються властивості, що забезпечують можливість виконання всіх інших процесів, а саме: випуск відбитої рудної маси з очисного простору, її доставка до місць завантаження у транспортні засоби, відкатка до рудопідйомного ствола шахти, підйом на поверхню, первинна переробка руди (рудопідготовка), збагачення (у разі необхідності виконання цього процесу) [1].

Всі технічні і економічні характеристики виконання цих процесів у першу чергу залежать від того наскільки якісно буде виконана БВВ і які результати будуть отримані в результаті її здійснення [2].

Відповідно, важливим аспектом у виконанні БВВ є необхідність забезпечення їх високої економічної ефективності [3]. Слід відмітити, що методи, які застосовуються на даний час для оцінки економічної ефективності БВВ є недосконалими.

Причиною цього є те, що вони не враховують такого важливого аспекту як зміна характеристик відбитої рудної маси у порівнянні з характеристиками рудного масиву, який руйнується вибухом. Такі зміни обумовлені наявністю технологічних втрат частини руди при виконанні БВВ і засмічення відбитої рудної маси уміщуючими породами.

Це не надає можливості коректно обґрунтувати у проектах БВВ рішення, які забезпечують їх максимальну економічну ефективність [2].

З метою забезпечення коректності оцінки економічної ефективності БВВ авторами запропоновано застосовувати використання показника «цінність».

Під цим поняттям розуміють величину прибутку, який може бути отриманий в результаті реалізації товарної залізорудної продукції, яка потенційно містиця в 1 т руди балансового запасу, чи в 1 т відбитої рудної маси.

Визначити економічну ефективність відбійки із застосуванням цього показника при плануванні та визначені фактичних економічних результатів БВВ можна за таким підходом.

Першим розраховується цінність балансового запасу руди що підлягає відбійці, як відношення вмісту заліза у цьому запасі до вмісту заліза у товарній руді за вимогами споживача, це відношення помножається на ціну 1 т товарної залізорудної продукції.

Другим розраховується цінність відбитої рудної маси, як відношення вмісту заліза, що місця у рудній масі до вмісту заліза, який необхідно забезпечити за вимогами змовника, помножену на ціну 1 т товарної залізорудної продукції.

Вміст заліза у відбитій рудній масі визначається за результатами проектування БВВ, чи за фактичними даними.

Використовуючи ці два показника можна розрахувати економічну ефективність БВВ як відношення цінності відбитої рудної маси до цінності руди балансового запасу.

Таким чином у встановленні економічної ефективності БВР будуть враховані зміни характеристик відбитої рудної маси за технологічними втратами і засміченням руди.

Описаний підхід застосований авторами у методиці оцінки економічної ефективності відбійки руди, яка ними розроблена для підвищення обґрунтованості прийняття технологічних, технічних і організаційних рішень при проектуванні буро-вибухової відбійки залізних руд, та закладена в основу автоматизованої системи проектування БВВ для умов залізорудних шахт Криворізького басейну, яка розробляється у даний час.

Список літератури

1. **Протасов Ю.И.** Разрушение горных пород / **Ю.И. Протасов** // – М., МГГУ, 2003. – 152 с.
2. **Моссаковский Я.В.** Экономика горной промышленности / **Я.В. Моссаковский** // – М.: МГГУ, 2004. – 525с.

УДК 622.622.86

Ж.Д. БАЙГУРИН, д-р техн. наук, проф., Ж.Т. КОЖАЕВ, докторант,
А.А. СПИЦЫН, старший научный сотрудник, Казахский национальный исследовательский технический университет, Республика Казахстан

ЗОННОЕ РАЙОНИРОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПО СТЕПЕНИ ОПАСНОСТИ К ОБРУШЕНИЯМ

Повышение объемов извлечения минерального сырья обусловливает необходимость вовлечения в добычу оставшихся в подработанном массиве горных пород запасов руд, в том числе в поддерживающих налегающую толщу целиках.

Геотехнические процессы осложняют добычу, создавая угрозу для безопасного ведения горных работ. Это приводит к потерям руды, вызывая разрушение конструктивных элементов горных выработок и повреждения объектов на поверхности.

Поэтому для обеспечения мер по предотвращению опасной ситуации, безопасности и повышения эффективности горного производства, прежде всего, необходимо заранее до геотехнического сопровождения знать места возможных катастрофических событий и организовать наблюдения средствами мониторинга с целью их прогнозирования.

Выявление ослабленных зон на поверхности месторождений позволяет сконцентрировать мониторинг, повышая его интенсивность и точность.

На основе ретроспективного анализа происшедших на Жезказганском месторождении обрушений условием образования опасных мест поверхности определяется отношением суммарных глубины и мощности выработки. Критерием прогноза обрушений принимается величина отношения (кратности выработки) менее десяти [1].

Основным недостатком рассматриваемого выше способа является то, что полученный критерий определяются только геометрическими параметрами: глубиной выработанного пространства и мощностью выработки.

В то же время известно, что геодинамические события главным образом зависят от давления на отрабатываемый участок со стороны налегающих пород, пропорционального их весу, определяемого распределением плотности в этом объеме.

Поэтому на участках массива, находящихся в различных его частях, но на одинаковой глубине от поверхности из-за различия в плотности, давление будет другим и, следовательно, ожидаемые геодинамические события будут существенно отличаться по всем параметрам, хотя критерий для этих участков одинаков.

Предложен метод совершенствования критерия, учитывающий неоднородность массива [2].

Исходя из утверждения, что при одинаковом давлении на границе выработанного пространства со стороны налегающих пород следует собюлюдение для изобарных участков инвариантность произведения глубины разработки и средней плотности массива

$$H_{кр}\rho_{ср.кр}=H_{1кр}\rho_{ср.1}=H_{2кр}\rho_{ср.2}\ldots H_i\rho_{ср.i}. \quad (1)$$

где $H_{кр}\rho_{ср.кр}$ - параметры участка, фактически находящегося на стадии реализации обрушения (критическое состояние). Из (1) следует

$$H_{кр}=H_1\frac{\rho_{ср.1}}{\rho_{ср.кр}}=H_1\frac{\rho_{ср.2}}{\rho_{ср.кр}}=\ldots H_i\frac{\rho_{ср.i}}{\rho_{ср.кр}}, \quad (2)$$

где $H_{пр1}=H_i\frac{\rho_{ср.i}}{\rho_{ср.кр}}$ - приведенная по плотности глубина налегоющих пород от границы выработанного пространства до поверхности (для критического состояния совпадают с $H_{кр}$) и наряду с геометрическими параметрами характеризуют распределение плотности в массиве.

Замена в критерии кратности глубины на приведенную по плотности глубину выработки значительно повышает точность зонного районирования.

На примере Анненского месторождения повышение точности составило 10-12 % , что подтверждается результатами комплексного геомониторинга, включающего методы космической радиолокационной инетрферометрии и высокоточных инструментальных наблюдений.

Список литературы

1. **Сатов М.Ж.,** Временные методические указания по выявлению ослабленных участков на рудниках АО «Жезказганцветмет». – Жезказган: ИГД АН РК; АО «Жезказганцветмет», 1998. – 36 с.

2. **Байгурин Ж.Д., Кожаев Ж.Т., Имансакипова З.Б., Спицын А.А.** Способ зонного районирования поверхности рудного месторождения по степени потенциальной опасности к обрушению.// Сб. 2-й Международной школы К.Н. Трубецкого, Москва, 2016.

УДК 622.273.217.4

М.В. ПЕТЛЕВАНЫЙ, канд. техн. наук, доц., А.Д. КУЗЬМИНА, студентка
ДВНЗ «Національний гірничий університет», Украина

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ В ОЧИСТНОЙ КАМЕРЕ

Мировой и отечественный опыт подземной разработки руд ценных черных и цветных металлов, показывает, что основным приоритетным направлением развития горных работ является внедрение различных вариантов систем разработки с твердеющей закладкой, при которых достигаются высокие технико-экономические показатели. Успешное внедрение систем разработки с закладкой обеспечивает полноту выемки руд при минимальных потерях и засорении, безопасность ведения горных работ, снижает техногенную нагрузку на природную окружающую среду.

Одним из показателей, характеризующих эффективность применения твердеющей закладки является разубоживание или засорение добытой руды. Попадание закладки в отбитую руду по причине низкой устойчивости к проявлениям горного давления значительно снижает ее качество. Существует ряд причин, под влиянием которых закладочный массив формируется разного качества, а установление закономерности изменения прочности по высоте и площади камеры является важной задачей для горной науки.

На примере ЧАО «Запорожский железорудный комбинат» проведены исследования распределения прочности закладочного массива в отработанной и заложенной камере 1/11ю этажа 640-740 м. Запорожский железорудный комбинат – одно из крупнейших предприятий Восточной Европы добывающее богатую железную руду из Южно-Белозерского месторождения с содержанием железа более 60% камерной системой разработки с твердеющей закладкой. Разубоживание колеблется в пределах 1-5 %, но отмечаются случаи до 10 %, что свидетельствует о вывалах пород и закладки в очистное пространство камер.

Устойчивость вертикальных обнажений закладочного массива зависит от качества сформированного закладочного массива, главным показателем которого следует считать его однородность по нормативной прочности. Для установления распределения прочности закладки по высоте камеры 1/11ю проанализированы следующие параметры закладочных работ: производительность комплекса, время работы шаровых мельниц, подвижность смеси, состав закладочной смеси, прочность закладочной смеси перед подачей в камеру в возрасте 90 дней, контроль тонкости измельчения вяжущего материала. По графической документации установлены фактические контуры, форма и параметры очистной камеры 1/11ю. Были рассчитаны объем и высота каждого слоя твердеющей закладки, которые образуются при остановке закладочного комплекса в процессе укладки закладочной смеси в камере. Учитывая, как параметры закладочных работ, так и параметры очистного пространства рассматриваемой камеры аналитическим способом смоделирован сформированный закладочный массив камеры 1/11ю.

В результате исследований установлено, что прочность закладочного массива по его высоте от днища до кровли распределяется нелинейно и наиболее точно описывается полиномиальной зависимостью 6-й степени, а колебание прочности слоев достигает 2-4 МПа или 50-70 %. Выявлено, что область вывала закладки из камеры 1/11ю в очистное пространство камеры 1/10 ю (по данным маркшейдерской съемки) находится в интервале 665-700 м и совпадает с выпуклостью графика с наименьшим значением прочности (3,7-4 МПа) в той же самой области по высоте камеры, при этом нормативное значение прочности закладки в этаже 640-740 м должно составлять не менее 6 МПа.

Слабоустойчивые области вертикальных обнажений искусственных массивов приводят к формированию концентраций напряжений и ориентируют направления вывалов закладочного массива в очистное пространство.

Таким образом на основании проведенных исследований представляется возможным прогнозировать области вывалов закладочного массива, а также корректировать параметры отбойки рудного массива на контакте с закладочным массивом.

УДК 622.273.22

И.П. КУШНЕРЕВ, Ю.Ю. КРИВЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВМЕЩАЮШИХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

При отработке залежей на глубоких горизонтах повышается горное давление, снижается устойчивость обнажений в камерах, увеличиваются размеры целиков и, как следствие, снижается эффективность систем разработки. Одним из способов повышения устойчивости вмещающих пород и эффективности систем разработки является технологическое формирование временного подпорного целика в камере, что позволяет увеличить камерный запас и улучшить показатели извлечения. Поддержание рудной потолочины и пород висячего или лежачего бока при максимально возможных их пролетах по устойчивости обеспечивается путем указанного целика в виде треугольной призмы, который разделяет камеру на две смежные с устойчивыми обнажениями. Запасы камер отрабатываются в процессе разбуривания массива глубокими скважинами, их зарядки и взрывания, донного выпуска и доставки рудной массы самоходной техникой. После этого извлекаются запасы междукамерного, временного целиков и потолочины.

Для предотвращения вероятного обрушения вмещающих пород в камерах, а также расширения области применения камерных систем разработки нами предложен способ повышения устойчивости обнажений массива горных пород. В соответствии с параметрами буровзрывных работ выбуриваются взрывные скважины с перебуром у породы висячего или лежачего бока. В последние досылаются и устанавливаются анкера. Предложены расчетные формулы для определения глубины заделки штанг, их диаметра и длины в зависимости от параметров создаваемого несущего слоя обнаженных пород и БВР.

При отработке параллельно сближенных залежей важной задачей является обеспечение устойчивости пород межпластовой толщи.

Предложена технология и способ упрочнения неустойчивых обнажений пород между отрабатываемыми залежами. Суть ее заключается в следующем. Параллельно сближенные залежи отрабатываются с опережением верхней по отношению к нижней.

При выемке верхней из технологических выработок в массив неустойчивых межпластовых пород выбуриваются нисходящие наклонные скважины по гофрообразной схеме с таким расчетом, чтобы концы скважин пересекались в породах кровли нижележащего пласта. В скважины под давлением нагнетаются твердеющие смеси. Расстояние между рядами скважин определяется зоной насыщения межпластовых пород.

Опережение очистных работ на верхнем пласте по отношению к нижнему регламентируется скоростью подвигания и временем упрочнения межпластовых пород. Предложенный способ обеспечивает безопасное ведение горных работ и может быть использован при отработке склонных к динамическим явлениям залежей. Выемка мощных рудных крутопадающих залежей зачастую осуществляется панелями. Весьма актуальным вопросом при этом является обеспечение устойчивости обнажений при их отработке и улучшение показателей извлечения.

Разработан способ поддержания неустойчивых пород и усовершенствована схема очистной выемки за счет формирования и в дальнейшем перемещаемого оградительного целика. При этом достигается снижение разубоживания и потерь рудной массы путем уменьшения площади её соприкосновения с вмещающими породами. Отработка панелей осуществляется уступно в плане по мощности залежи.

При этом одновременно с обрушением запасов панелей из рудного массива на контакте с вмещающими породами формируются пространственные конструкции, каждая из которых состоит из двух ограждающих целиков в виде двухгранного угла и потолочины.

По мере управляемого выпуска замагазинированной руды выполняется послойная отбойка взрывными скважинами ножек ограждающих целиков до момента опускания потолочины на горизонт воронок. Запасы потолочины отрабатываются под налегающими породами.

Разработанные способы повышения устойчивости обнажений пород при очистной выемке позволяют обеспечить безопасное ведение горных работ, повысить производительность очистных забоев, улучшить показатели извлечения рудной массы и расширить область применения камерных систем разработки.

УДК 622.272

Д.А.ДЖАКУПОВ, phD докторант, Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Казахстан

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ УРАНА МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО СКВАЖИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Привлекательным аспектом уранового рынка является относительная стабильность потребностей мирового рынка в уране. При среднем сроке эксплуатации энергетического реактора 30-40 лет, только потребности существующего парка реакторов гарантируют определенный уровень спроса мирового рынка на уран на ближайшие несколько десятилетий. В связи с этим инвестиционные риски в уранодобывающей отрасли значительно ниже, чем в большинстве горнодобывающих отраслей.

При самом неблагоприятном развитии ядерной энергетики, к 2020 г. потребности реакторов не опустятся ниже 60000 т урана. Вероятность развития по базовому сценарию 65 %. Для оптимистичного сценария вероятность 20 % и для пессимистичного 15% [1]. Мы ориентируемся на базовый вариант с ростом потребностей от сегодняшних 65000 тонн до 78000 т урана в год.

По данным МАГАТЭ около 19 % от всех разведанных мировых запасов сосредоточено в недрах Республики Казахстан. Общие запасы и ресурсы оцениваются в 1610 тыс. т урана, в том числе запасы промышленных категорий ($B+C_1+C_2$) составляют 920 тыс. т.

Уникальной особенностью урановых запасов Республики Казахстан является то, что 75 % из них сосредоточено в месторождениях, связанных с региональными зонами пластового окисления.

Этот тип месторождений не имеет широкого распространения в мире и разрабатывается наиболее прогрессивным, относительно дешевым и экологически предпочтительным способом подземного скважинного выщелачивания [2].

В технологии подземного скважинного выщелачивания, также известного как добыча растворением, руда остается на месте залегания, и через нее прокачиваются жидкости для выщелачивания минералов из руды.

Следовательно, почвенный покров почти не нарушается, не образуется хвостов и пустой породы.

Себестоимость добычи способом подземного выщелачивания через скважины в 2,5-3 раза ниже подземного горными выработками, поэтому данный метод остается наиболее перспективным. Однако, одним из проблем при использовании данного метода является самопроизвольное искривление скважин, т.е. отклонение их ствола от вертикального.

Искривление вертикальных скважин влечет за собой ряд проблем: нарушение запланированной сетки разработки месторождений, повышенный износ бурильных труб, затруднения при производстве спуско-подъемных операций, ухудшение качества изоляционных работ, снижение извлечения руды и возникновения кольматации [3].

На урановых рудниках Республики Казахстана допускается отклонение скважин от проектного на 1 м на 100 м.

Если учесть значительную глубину залегания урановых месторождений (в среднем 500-600 м), то отклонения скважин составит до 5-6 м, что оказывает значительное влияние на эффективность добычи урана.

Для решения данной проблемы автором работы предлагается методика корректировки параметров скважин, режима подачи технологического раствора, как на этапе бурения скважин, так и на этапе выщелачивания с учетом площади, приходящиеся на 1 скважину.

Список литературы

1. **Голик В.И.**, **Култышев В.И**. История и перспективы выщелачивания урана// Горный информационно-аналитический бюллетень. 2011.№7. - С. 138–143

2. **Суходолов А.П**. Мировые запасы урана: перспективы сырьевого обеспечения атомной энергетики.// Известия Иркутской государственной экономической академии. Вып. № 4, 2010.

3. **Битимбаев М.Ж.** Химическая кольматация и способы ее устранения при подземном выщелачивании металлов// Вестник Национальной инженерной академии РК, 2009. №2(32). - С.122-125.

УДК 622.281
Б.Н. АНДРЕЕВ, д-р техн. наук, проф.,
Д.В. БРОВКО, В.В. ХВОРОСТ, кандидаты техн. наук, доц.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УЧЕТ ДИНАМИЧЕСКОЙ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ ОБЪЕКТОВ ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

В соответствии с установленными нормами под надежностью понимают свойство объекта сохранять во времени в установленных пределах значения всех параметров, характеризующих способность выполнять требуемые функции в заданных режимах и условиях применения, технического обслуживания, ремонтов, хранения и транспортировки.

Основные вопросы, которые изучает теория надежности - отказ технических элементов объектов поверхности; критерии и количественные характеристики надежности; методы анализа и повышения надежности элементов и объектов в целом на этапах проектирования, изготовления, эксплуатации и реконструкции; методы испытаний на надежность; методы оценки эффективности повышения надежности.

Благодаря проведенным исследованиям и накопленному практическому опыту, методы строительства и реконструкции пролетных строений широко внедряются в горнодобывающую промышленность.

Несмотря на это, наблюдается длительный застой в динамике развития технико-экономических показателей строительства пролетных строений, не наблюдается развитие и совершенствование технологических схем ведения работ и реконструкции, не происходит модернизация оборудования, что противоречит тенденции развития шахтного строительства в мировых масштабах.

При этом определяется перспективное направление развития технологии реконструкции галерей, которое заключается в замене старых железобетонных ограждающих конструкций на современные облегченные материалы.

Замена ограждающих конструкций приводит к снижению постоянных нагрузок на соответствующие элементы галереи, такие как: перекрытия, покрытия и стены.

В результате замены железобетонных конструкций на облегченные масса пролета галереи уменьшилась от 8 до 40,5%, а величина собственных вертикальных колебаний увеличилась на 5-36%.

В результате проведенных исследований получен ряд зависимостей, благодаря которым значительно упрощаются проверочные расчеты на стадии проектирования реконструкции пролетных строений.

Выводы и направление дальнейших исследований. Предложенная методика позволяет более качественно проводить диагностирование и определение технического состояния; расчет прогнозируемого ресурса объектов поверхности; определить проведения нужных ремонтно-восстановительных работ.

Доказано, что отношение напряжений от динамических и статических нагрузок, учитываемое коэффициентом динамичности пролетного строения, находится в линейной зависимости от отношения максимального сочетания нагрузок этого строения к минимальному и не должно превышать 1,7, что необходимо учитывать при расчете усилий в элементах пролетного строения для определения его прочности, устойчивости и долговечности.

Список литературы

1. Справочник проектировщика "Динамический расчет сооружений на специальные воздействия" Под ред. **Б.Г.Коренева, И.М.Рабиновича М.**: Стройиздат. 1981. 215с.

2. **Аронов Р. И.** Испытание сооружений. М. Изд. Высшая школа, 1974. 187 с.

3. СН 245-71 Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий.

4. СНиП 2.01.07-85 Нагрузки и воздействия. Вертикальные предельные прогибы.

5. Руководство по проектированию транспортерных галерей / Ленингр. Промстройпроект Госстроя СССР. – М.: Стройиздат, 1979. – 104 с.

УДК 622.012.014

Є.К. БАБЕЦЬ, канд. техн. наук, професор, В.І. ЧЕПУРНИЙ, С.І. ЛЯШ,
НДГРІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ СТАНУ ПОРОДНОГО МАСИВУНАВКРУГИ ТРАНСПОРТНОЇ СПОРУДИ «ШВИДКІСНИЙ ТРАМВАЙ» МІСТА КРИВИЙ РІГ

При будівництві у місті Кривий ріг лінії транспортної споруди «Швидкісний трамвай» широко застосовували метод заморожування породного масиву для проведення робіт у пливунах, а також на територіях прилеглих до шламосховища. За більш ніж 30 річний період після завершення будівництва на територіях прилеглих до названої споруди відбулися значні зміни геологічного середовища. Вони включають порушення інженерно-геологічного, гідрогеологічного, геодинамічного характеру, котрі локалізуються головним чином у зонах тектонічних та неотектонічних порушень. Дослідженнями НДГРІ ДВНЗ «КНУ» виявлені зміни фізико-механічних властивостей ґрунтів та масиву гірських порід над даними зонами, що робить такі ділянки аномальними у відношенні стійкості до зсувів та обвалень. На цих же ділянках локалізуються негативні гідрогеологічні та гідрохімічні процеси.

Основними причинами виникнення проблем, які можуть спричинити на транспортній споруді «Швидкісний трамвай» міста Кривий Ріг природно - техногенні аварії є:
розвиток ендогенних і екзогенних геологічних, в тому числі неотектонічних процесів, які активізують природні та техногенні рухи породного масиву, зсуви, провали, просідання земної поверхні;
відсутність постійного моніторингу довкілля, єдиної технічної політики щодо заходів, які запобігають техногенним аваріям, а також системи наукового вивчення негативних геологічних техногенних та екологічних процесів, що відбуваються у породному масиві прилеглому до названої споруди.

У даних умовах виникають труднощі з можливостями застосування традиційних (контактних) методів досліджень та прогнозу інженерно-геологічного, геодинамічного, геогідрологічного стану породного масиву, прилеглого до зазначеної споруди. НДГРІ ДВНЗ «КНУ» має сучасне мобільне апаратурне обладнання та методики які показали високу ефективність виявлення ділянок породного масиву, що знаходяться в напруженому стані та деформуються у теперішній час, оцінці ступеня його порушеності в результаті негеологічних змін, визначення потенційно небезпечних ділянок зсуву, підвищеної волонасиченості зон, напрямку руху підземних вод.

Для визначення оптимального варіанту розв’язання зазначеної проблеми прогнозування та попередження можливих порушень породного масиву прилеглого до транспортної споруди «Швидкісний трамвай» міста Кривий Ріг актуальним і доцільним є проведення відповідної НДР «Визначення стану породного масиву прилеглого до лінії транспортної споруди «Швидкісний трамвай» міста Кривий Ріг для комплексної оцінки техногенної безпеки експлуатації споруди».

Мета НДР - комплексна оцінка техногенної безпеки експлуатації транспортної споруди «Швидкісний трамвай».

Виконання НДР включає:

геофізичні дослідження стану породного масиву прилеглого до споруди сучасними, безконтактними, мобільними апаратурними способами;

виявлення аномальних в інженерно-геологічному відношенні ділянок кристалічного фундаменту та осадкового чохла;

визначення головних чинників негативного впливу техногенних навантажень на транспортну споруду;

визначення геодинамічного стану породного масиву прилеглого до транспортної споруди;

комплексну оцінку техногенної безпеки експлуатації споруди.

Результати запропонованих досліджень дозволять надати вихідну інформацію для адміністративних державних органів про необхідність та об’єми проведення захисних заходів, щодо усунення умов виникнення природно-техногенних аварій відносно транспортної споруди «Швидкісний трамвай» міста Кривий Ріг.

УДК 622.26: 658.152

В. И. КАМЕНЕЦ, канд. техн. наук, доц., Л. В. РОТОВА, инженер,
Д. А. КОНОНЕНКО, студент, Донецкий национальный технический университет, Украина

ОЦЕНКА УРОВНЯ ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ В ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТАХ ШАХТ КРАСНОАРМЕЙСКОГО РАЙОНА ДОНБАССА

Красноармейский угленосный район - наиболее перспективный в Украине поставщик энергетических и коксующихся углей с промышленными запасами в сотни миллионов тонн. Здесь действуют шахты разной формы собственности. На многих, несмотря на общее кризисное состояние экономики, реализуются или готовятся инвестиционные проекты.

Рассмотрим решение в них вопросов развития комплекса горно-подготовительных работ.

Инвестиционным проектом ОП «Шахта Стаханова» ГП «Красноармейскуголь» в 2015-2016 годах обосновывается необходимость и эффективность капитальных инвестиций и их использования. 100% стоимости проекта предполагалось профинансировать за счет привлеченных кредитных средств китайских финансовых учреждений, в том числе и под государственные гарантии, в сумме 731 млн грн. Промышленные запасы на 01.01.2015 г. 95 млн т энергетических углей.

На проходческое оборудование, работы и материалы отводилось 25% привлеченных средств. Анализ паспортов проведения на шахте показывает, что во всех подготовительных забоях шахты применяется комбайновая технология, но с морально устаревшим проходческим и транспортным оборудованием (КСП-32, 1Л80), плановые темпы 90-200 м/мес, фактические вдвое ниже. Можно сделать вывод о пренебрежении современными системами крепления, в частности, сталеполимерными анкерами самостоятельно или в комбинации с рамными конструкциями, несмотря на глубину работ более 1000 м и слабые боковые породы.

В разделе инвестиционного проекта предусмотрены сдвиги только по переходу к телескопическим конвейерам и использованию монорельсовых дорог ДМКУ. Внедрение комбайнов нового технического уровня, облегченного крепления и оборудования для его механизированного возведения не предвидится. Реализация этого инвестиционного проекта пока не начата.

Инвестиции в горнопроходческие работы на предприятиях частной формы собственности реализуются уже несколько лет. Поля шести шахт «ДТЭК Добропольеуголь» расположены в северо-западной части Красноармейского угленосного района. Треть запасов - коксующиеся угли, марки Д и Г поставляется на ТЭС. Промышленные запасы по состоянию на 01.01.2015 г. превышают 450 млн т. ДТЭК инвестировал в эти шахты около 2 млрд грн в течение пяти лет.

Выработки проводятся исключительно по комбайновой технологии. Доля комбайнов нового технического уровня растет довольно медленно, большинство комбайнов - это также устаревшие КСП-32. Темпы проходческих работ далеки от требований нормативных документов, а именно 130-180 м/мес, Примерно в половине подготовительных забоев используется комбинированная анкерно-рамная крепь и средства ее механизированного возведения, но не агрегатированные с комбайном.

Анализ данных позволяет предложить направления совершенствования технологий горнопроходческих работ в инвестиционных проектах шахт района:

применение проходческих комбайнов нового технического уровня (отечественных П110 (НКМЗ), КСП (ЯМЗ), а в случае китайских инвестиций - семейств EBZ, EBH групп Sanyi, IMM) с комплектом агрегатированного навесного оборудования;

использование профилей СВП из низколегированных сталей и новой винтовой арматуры класса прочности 600 МПа для снижения металлоемкости облегченных систем крепления;

геомеханическое обоснование форм сечения, в том числе с плоской кровлей, типа подрывки боковых пород, схем анкерования для поддержания выработок при переходе к комбинированной системе разработки с их повторным использованием;

применение для механизации расширения выработок и подрывки почвы при ремонте подрывочно - погрузочных машин с резцовыми и ковшовыми исполнительными органами;

взвешенный подход к возможности применения нетрадиционных технологий угледобычи, легкого многофункционального проходческого оборудования и облегченных систем крепления при доработке запасов неперспективных шахт, таких как «Родинская», «Центральная» и им. Димитрова.

УДК 622.272.4: 622.83

Б.Н. АНДРЕЕВ, д-р техн. наук, проф., С.С. СЕРГЕЕВ, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ГЛУБИНЫ ЗАХОДКИ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЫРАБОТОК НА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТАХ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА

Одной из существенных проблем ряда шахт Криворожского железорудного бассейна является значительное отставание в сроках подготовки и сдачи в эксплуатацию новых горизонтов [1]. Это обусловлено не только объективными причинами общеэкономического характера, но и использованием до недавнего времени морально устаревшего проходческого оборудования, разработанного во второй половине прошлого столетия. Понимая острую необходимость в повышении темпов подготовительных работ, предприятия приложили максимум усилий в техническом переоснащении. Однако с появлением современных проходческих комплексов возник вопрос о повышении эффективности их использования за счет приведения в соответствие технических возможностей оборудования с параметрами применяемой технологии проходки.

Анализ производственной деятельности шахт ПАО «Криворожжелезрудком» (ПАО «КЖРК») показал наличие тесной связи между технической производительностью проходческого оборудования и коэффициентом его использования (КИО).

Данный показатель характеризует степень производительного использования оборудования, как активной части производственных основных фондов.

В большинстве случаев КИО рассчитывается как отношение продолжительности фактической работы оборудования к плановому фонду времени.

Установлено, что чем большую техническую производительность имеет самоходное оборудование, тем ниже коэффициент его использования. Это можно объяснить многооперационностью взаимосвязанных систем параметров и операций, составляющих производственный процесс, а также вероятностной и естественной продолжительностью их выполнения.

Немаловажной причиной низкого КИО также является не соответствие традиционных параметров заходки возможной глубине бурения комплекта шпуров. Вместе с тем, попытки увеличения глубины заходки в ряде случаев привели к снижению эффективности взрывного разрушения породы в пределах контура выработки.

Анализ публикаций и собственные исследования авторов показали, что применение глубоких заходок невозможно без предварительной геомеханической оценки состояния породного массива за плоскостью забоя выработки.

Принимая во внимание практически полное отсутствие в Криворожском бассейне тектонических напряжений, для участка приконтурного массива горизонтальной выработки было проведено компьютерное моделирование характера распределения напряжений естественного поля. В основу был положен метод конечных элементов.

Из ряда программ, включающих в себя статический структурный анализ (Static Structural), позволяющий рассчитать перемещения, деформации, напряжения, внутренние усилия, возникающие в теле под действием статической нагрузки, было решено использовать программный комплекс Ansys, который позволил определить параметры зоны разгрузки и построить модель массива горных пород с горизонтальной горной выработкой по всем критериям и нормам.

На основе анализа полученных данных установлено, что изменение значений коэффициента Пуассона, модуля Юнга, плотности, крепости горных пород и их объёмного веса в пределах диапазонов их варьирования, характерных для условий Кривбасса, не оказывает существенного влияния на параметры указанных зон.

Вместе с тем, основными факторами, влияющими на них, являются глубина заложения и площадь поперечного сечения выработки, а также коэффициент бокового распора.

Список литературы

1. **Борисов А. А.** Механика горных пород и массивов / **А. А. Борисов** // М., Недра, 1980. – 360 с

УДК 624.191.22

Н.В. ЗУЄВСЬКА, д-р техн. наук проф., О.С. ОСИПОВ, аспірант
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

ОГЛЯД СУЧАСНИХ МЕТОДІВ ТА ТЕХНОЛОГІЙ ЗАКРІПЛЕННЯ ПРИКОНТУРНОГО МАСИВУ ТА АНАЛІЗ ЇХ СФЕРИ ВИКОРИСТАННЯ В КОНКРЕТНИХ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ.

На сьогодні найбільш ефективними та актуальними методами закріплення приконтурного масиву, які відповідають на сучасному етапі розвитку тунелебудування вимогам «високих технологій» є метод випереджувального кріплення «Екран з труб» («Umbrella»), закріплення приконтурного масиву із забою гірничої виробки з використанням скло-волоконної арматури (метод Analysis of Controlled Deformations in Rocks and Soils «метод A.DE.CO.-RS.»), піддатливе кріплення в поєднанні з анкерами «Titan», струменева цементація «Jet Grouting».

Технологія проходки виробок «Екран з труб» («Umbrella») заснований на використанні принципу випереджувального кріплення. До початку проходки, по контуру майбутньої виробки створюють захисне кріплення (екран, «umbrella»), під прикриттям якої здійснюється розкриття виробки (розробка ґрунту) та зведення несучої конструкції. Використання випереджувальних захисних екранів дозволяє уникнути вивалів та обрушення породи всередину виробки в процесі проходки, стабілізувати оточуючий виробку гірничий масив, значно знизити його деформативність та порушеність. Захисний екран складається з металевих труб та підтримуючих елементів (металевої арки). Дану технологію доцільно застосовувати при проходки: тунелів в нестійких, слабо стійких породах, а також в сильно тріщинуватих масивах середньої стійкості; в зонах тектонічних розломів та скидів; на портальних ділянках тунелів, коли схили складені сильно тріщинуватими або зсувонебезпечними ділянками; для тунелів під залізничними коліями, автомагістралями, інженерними спорудами, тощо.

Метод закріплення приконтурного масиву із забою гірничої виробки з використанням скло волоконної арматури («метод A.DE.CO.-RS.») полягає в використанні спеціальних скловолоконних елементів в якості конструкцій, що армують прилеглий до виробки геомасив, тим самим закріплючі слабкі породи, в яких виконується проходка (випереджувальне закріплення чола забою та/або шелиги склепіння).

Головною метою цих робіт - зменшення деформацій навколишнього гірничого масиву. Даний метод ефективний при проходці виробок в зв'язних та напівзв'язних ґрунтах, а також в ґрунтах з низькою міцністю (f=0,8-3,0).

Сутність технології встановлення анкерів «Titan» полягає в поєднанні операцій буріння та цементації.

При цьому не потрібно виконувати 2 трудомістких процеси: введення несущого елемента в свердловину і протяжка обсадної труби. Анкера «Titan», які самозабурюються, є універсальною анкерною системою для широкого спектру порід.

Технологія заміщення слабких порід свердловинним методом (струменева цементація «Jet Grouting») полягає в руйнуванні і перемішуванні ґрунту струменем цементного розчину, що подається під високим тиском, в режимі «mix-in-place» (перемішування на місці).

У результаті в приконтурній зоні формується новий матеріал - ґрунтобетон з високою несучою здатністю та характеристиками підвищеної міцності (Міцність ґрунтоцементу на стиск σ_c=5÷20 МПа, модуль деформації E=7000 МПа залежно від типу ґрунтів).

Список літератури

1. **Wittke W.** New Austrian Tunneling Method (NATM) - Stability Analysis and Desing / **Wittke W., Pierau B., Erichsen C**. - Aachen (Germany), 2002. – 424 c.

2. **Маковский Л.В., Меркин В.Е.** «Струйная цементация грунтов при строительстве транспортных тоннелей и метрополитенов» - М, ТИМР, 1994.

3. **Pietro Lunardi** "Design and construction of tunnels" Analysis of controlled deformation in rocks and siols (ADECO-RS). Springer, 2008.

УДК 624.014.2

В.Е. ВОЛКОВА, д-р техн. наук, проф., И.С. СМОЛИЙ, аспирант
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

АНАЛИЗ АМПЛИТУДНО-ЧАСТОТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ТОНКОСТЕННЫХ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ БАЛОК ДВУТАВРОВОГО СЕЧЕНИЯ

Одним из прогрессивных направлений гражданского строительства в области металлоконструкций является применение тонкостенных двутавров в качестве несущих конструкций. Уменьшение толщины стенки двутавра приводит к снижению веса и общей металлоемкости, а также значительному экономическому эффекту.

Однако вследствие уменьшения веса конструкции изменяются и её динамические характеристики. Это может оказаться негативное влияние на конструкцию, снижая срок эксплуатации.

Существенное влияние на работу балки оказывает влияние гашение колебаний вследствие естественного поглощения энергии колебаний при циклическом деформировании.

Цель исследования состоит в определении отклика балки на внешнее периодическое гармонического возбуждение, являющиеся следствием динамических воздействий, создаваемых технологическим оборудованием (конвейерами). В результате численного моделирования была установлена взаимосвязь между гибкостью стенки балки и структурой амплитудно-частотных характеристик.

Выявление данных закономерностей может быть использовано в прогнозировании резонансных частот колебаний балок с целью дальнейшего учета их при разработке конструктивных решений конструкций двутавровых балок.

В исследовании были рассмотрены прямолинейные тонкостенные двутавровые металлические балки двутаврового сечения с длиной 12 м.

Исследовалась серия балок с различными характеристиками поперечного сечения.

В частности, варьировался параметр отношения ширины полки балки к толщине полки b_f/t_f в пределах 10-40. Была рассмотрена придельная гибкость стенки балки в диапазоне $\bar{\lambda}_w = 3{,}2 - 12{,}4$.

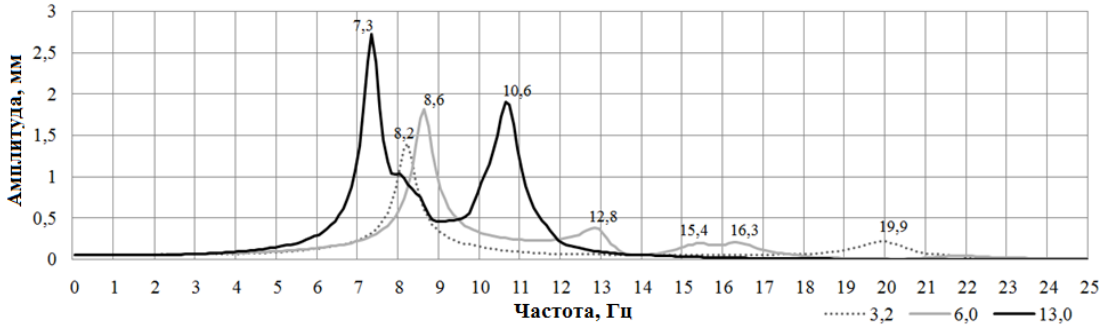


Рис. 1. Амплитудно-частотные характеристики двутавровых балок

При увеличении гибкости стенки до значения 6,8 наблюдается увеличение резонансного пика для первой собственной формы колебаний.

Однако при дальнейшем увеличении гибкости происходит смена формы колебаний с изгибной на изгибно-крутильную, что приводит к уменьшению резонансной частоты.

По результатам исследования были сделаны выводы о том, что при помощи вариации параметров сечения балки существует возможность управления ее амплитудно-частотными характеристиками.

Благодаря этому, можно точно подбирать параметры системы.

УДК 622.281.74

Р.М. ТЕРЕЩУК, О.Є. ГРИГОР'ЄВ, кандидати техн. наук., доц.
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ДО ПИТАННЯ ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ АНКЕРНИХ СИСТЕМ

Підтримка капітальних і підготовчих виробок у нормальному експлуатаційному стані є неодмінною умовою безпеки підземних робіт і стабільності високих техніко-економічних показників вуглевидобувних підприємств та пов'язана зі значними витратами на ремонтно-відновлювальні роботи.

Успішне вирішення питання забезпечення стійкості капітальних і підготовчих гірничих виробок може бути при використанні нових технологій проходження виробок та впровадження більш ефективних і ресурсозберігаючих видів кріплення, одним з яких є анкерне кріплення. Основне завдання при цьому полягає в правильності вибору його параметрів: щільності встановлення та їх довжини.

Мета роботи - вивчити поведінку приконтурного масиву похилих гірничих виробок, закріплених анкерним кріпленням, і визначити раціональну щільність встановлення та довжину анкерів при збільшенні глибини розробки в умовах пластів m_4^0 та $m_5^{1в}$ шахти «Добропільська» ТОВ «ДТЕК Добропіллявугілля».

Обґрунтування параметрів анкерного кріплення виконувалося на основі вивчення закономірностей зміни напружено-деформованого стану приконтурного масиву порід і зводилося до визначення очікуваних зміщень породного контуру виробки, що зумовлює відповідні величини довжини і щільності встановлення анкерів.

Як спосіб вирішення граничної задачі про напружено-деформований стан масиву навколо похилої виробки, закріпленої анкерним кріпленням, використовувався метод скінченних елементів. При виконанні досліджень моделювалися умови вантажних хідників уклона пластів m_4^0 та $m_5^{1в}$ горизонту 450 м шахти «Добропільська». Виробки пройдено комбайновим способом і закріплено арковим кріпленням АП-13,8. Переріз виробок у світлі 12,8 м^2. Кут нахилу виробок 10 градусів.

Дослідження були спрямовані на визначення раціональної щільності встановлення анкерного кріплення і довжини анкерів при зміні глибини закладення виробок. При моделюванні змінювалися такі параметри: кількість анкерів N_a=3-9 шт., довжина анкерів l_a=2,2-3,5 м і глибина закладення виробок H=700-1500 м. В результаті математичного моделювання були отримані залежності зміщень покрівлі і підошви виробок від глибини їх закладення при зміні кількості й довжини анкерів. Аналізуючи отримані результати можна зробити наступні висновки:

результати чисельних розрахунків і шахтні виміри зміщень покрівлі та підошви для виробок, що закріплені арковим кріпленням і додатково чотирма анкерами, відрізняються на 4,3 і 2,4% відповідно. Отже, можна зробити висновок про адекватність розробленої математичної моделі;

основний вплив на зменшення зміщень покрівлі й підошви виробок спостерігається при встановленні анкерів довжиною близько 3 м (зміщення зменшуються на 93 і 89 % відповідно), подальше збільшення довжини анкерів істотно не впливає на геомеханічну ситуацію навколо виробок;

величини зміщень покрівлі та підошви виробок зменшуються при збільшенні кількості та довжини анкерів (H=700 м) і описуються поліноміальними залежностями;

в умовах пластів m_4^0 та $m_5^{1в}$ шахти «Добропільська» при кріпленні похилих гірничих виробок рамно-анкерним кріпленням раціональна довжина анкерів, встановлених в покрівлі виробки за технологічними параметрами, становить близько 2,9-3,1 м, а щільність анкерування 0,92-0,74 анк./м^2 (N_a=4-5 шт.);

отримані залежності зміщень покрівлі й підошви виробок від глибини їх закладення при зміні кількості та довжини анкерів можуть бути використані для прогнозу зміщень в подібних гірничо-геологічних умовах для виробок, що будуть споруджуватись, що в свою чергу дозволить оптимізувати параметри анкерного і рамно-анкерного кріплення.

УДК 541.126; 662.1

В.В. СОБОЛЄВ, д-р техн. наук, проф., Національний гірничій університет, Україна
Д.В. МЕЛЬНИКОВ, інженер 1 кат., ДП «НВО «Павлоградський хімічний завод, Україна

ОЦІНКА ЧУТЛИВОСТІ ХІМІЧНО ОДНОРІДНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН ДО УДАРУ

Концепція «опорного ряду» вибухових речовин (ВР) вказує на кореляцію між чутливістю та фізичними параметрами ВР у широкому діапазоні умов випробувань [1]. Якщо гіпотеза «гарячих точок» коректно відображає механізм ініціювання ВР і основні закономірності процесу, то це може дозволити одержати формулу для оцінки та прогнозування чутливості ВР за її фізичними характеристиками. Підхід з точки зору гідродинамічної моделі до твердої ВР виправданий, тому що процес здійснюється під час тиску $(0{,}5\ldots2)\times10^{10}$ Па, а присутність мікропор (гарячих точок) у твердих ВР радіусом $10^{-6}\ldots10^{-7}$ м є доказаною.

Як відомо з теорії Релея [2], при згортанні бульбашки кінетична енергія концентрується на її зникаючій поверхні, і після зупинки руху переходить у теплоту, забезпечуючи розігрівання утвореного мікровогнища. Мірою енергії, що розсіялася у об'ємі стиснутої мікропори, є величина когезійної енергії її початкової поверхні. Таким чином, збільшення температури одиниці об'єму матеріалу можна визначити за формулою

$$\Delta t=\gamma S/(c\cdot\rho\cdot v) \text{ або } \Delta t=\gamma/(r\cdot c\cdot\rho), \quad (1)$$

де γ – питома поверхнева енергія; c – теплоемність одиниці маси ВР; ρ – густина ВР; r – початковий характерний розмір мікропори.

Скористаємося усередненим значенням поверхневої енергії γ, експериментально виміряної для деяких полімерів [3]. За формулою (1) для вторинної ініціюючої ВР – гексогена, (ρ=1800 кг/м^3; c=1256 Дж/кг·К; γ=500 Дж/м^2; $r=10^{-7}$ м) Δt приблизно складе 2200 К. Зменшення радіусу мікропор, починаючи з певних значень, при згортанні призводить до утворення осередків з високою температурою, але вірогідність збудження детонації із-за зменшення розміру вогнища різко падає.

Таким чином, в якості міри чутливості твердих ВР вводимо поверхневу енергію. Відомий класичний результат механіки руйнування дозволяє виразити цю величину у вигляді формули $\gamma=E\cdot a$ (де E – модуль пружності, Па; a – міжатомна відстань, м). Звідси у разі ВР можна отримати, відволікаючись від не суттєвих констант, наступне вираження для міри чутливості:

$$M_{ES} = C^2\cdot\rho^{2/3}\cdot M^{1/3}, \quad (2)$$

де C – швидкість розповсюдження продовжної пружної хвилі у ВР, м/с; M – молекулярна вага ВР, кг.

За цією формулою можна одержати наступну оцінку чутливостей M_{ES} для деяких штатних ВР: 65 – нітроклітковина, 60 – гексоген, 59 – тен, 46 – тетрил, 36 – тротил, 28 – аміачна селітра.

Виявлений таким чином порядок розташування ВР фактично співпадає з відносною чутливістю до удару, як це витікає з досвіду [4]. Цей факт підтверджує достовірність запропонованої міри чутливості (2), проте, при цьому, слід пам'ятати, що розрахунки проведені в припущенні, що середні значення r однакові для різних ВР, тоді як вплив цього параметра також потребує досліджень. Незважаючи на це, вираження (2) все ж вигідно відрізняється від запропонованих в [5] тим, що дозволяє зв'язати міру чутливості ВР безпосередньо з основними фізичними константами, що характеризують ВР. Це відкриває можливість для прогнозування відносної чутливості ВР, чого не можна було досягти, наприклад, у разі використання таких відомих критеріїв як $p\cdot u\cdot t$=const, $p^2\cdot t$=const та ін. [5].

Методика оцінки чутливості ВР, запропонована авторами, має дискусійний характер.

Список літератури

1. **Афанасьєв Г.Т**. Инициирование твердых ВВ ударом / **Г.Т. Афанасьєв, В.К. Боболев.** – М.: Наука, 1968. – 196 с.

2. **Зельдович Я.Б**. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / **Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер.** – М.: Наука, 1966. – 686 с.

3. **Берри Дж. П.** Разрушение стеклообразных полимеров / **П.Берри** // Разрушение. Т.7, часть 2. – М.: Мир, 1976. – С. 7–66.

4. **Физика взрыва** / Под ред. Л.П. Орленко. – Изд. 3-е, переработ. – В 2 т. Т.1. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 202. – 832 с.

5 **Соловьев В.С.** Ударно-волновое инициирование конденсированных ВВ / **В.С.Соловьев** // Детонация. – Черноголовка: ОИХФ АН СССР, 1977. – С. 12–20.

УДК 622.1:528.02

П.Й. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
Л.В. ДОЛГІХ, О.В. ДОЛГІХ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ СУЧАСНИХ ПРИЛАДІВ ПРИ СПОСТЕРЕЖЕННЯХ ЗА ПРОЦЕСОМ ЗСУВІВ НА ТЕРИТОРІЇ ШАХТИ ІМ. ОРДЖОНІКІДЗЕ ПРАТ «ЦГЗК»

Однією з основних маркшейдерських задач є задача дослідження зрушень земної поверхні під впливом підземних та відкритих гірничих робіт.

Маркшейдерські інструментальні спостереження є необхідною складовою комплексних заходів щодо вивчення процесу зрушення земної поверхні.

Інструментальні маркшейдерські спостереження за зрушеннями повинні проводитися одночасно з початком розвитку гірничих робіт.

Для виконання спостережень на поверхні закладаються маркшейдерські спостережні станції, які складаються з визначеної кількості профільних ліній та реперів, якої достатньо для отримання достовірної інформації про процес зрушень.

За інструкцією [1] контрольні виміри на спостережній станції виконуються з визначенням довжин інтервалів між реперами профільних ліній та величин їх осадок.

Для визначення довжин інтервалів між реперами профільних ліній використовується електронний тахеометр SET 630R (точність кутових і лінійних вимірів становить відповідно m_δ=6" і $m_l=(2+1\cdot10^{-6}L)$ мм, визначення перевищень здійснюється з використанням нівеліра SETL DSZ3 (точність визначення перевищень m_h=1,5 мм) [2].

З 2016 р. кафедрою маркшейдерії ДВНЗ «Криворізький національний університет», крім вказаних вище приладів, використовується супутникова система GPS для визначення координат реперів, які є опорними, або знаходяться у складних умовах.

Використовується двочастотний GPS-приймач Topcon HiPER+ з точністю вимірів: в плані $m_l=(2+0{,}5\cdot10^{-6}L)$ мм; по висоті $m_h=(3+1*10^{-6}L)$ мм.

Польові виміри виконувалися променевим методом за допомогою двочастотних GPS-приймачів двома станціями. Базовий приймач установлювався на пункті опорної маркшейдерської мережі 568.

При спостереженнях використовувалися наступні установки приймачів: інтервал запису вимірів - 5 сек, обмеження по піднесенню супутників – $13^{\circ 0}$, час збору даних на обумовлених пунктах при прийманні з 8 і 12 супутників за технологією статики.

Передрозрахунок погрішностей GPS-визначень виконується з урахуванням даних супутникового альманаху й завданням координат, висот, маски по піднесенню супутників.

Обробка результатів GPS-визначень дозволяє одержати координати реперів, які використовуються як вихідні, та реперів, які знаходяться на профілях, які з поважних причин розташовано неточно перпендикулярно до зони обвалу.

За результатами лінійно кутових вимірів, виконаних з використанням електронного тахеометра, та за результатами нівелювання реперів за допомогою нівеліра SETL, визначені горизонтальні й вертикальні зсуви реперів.

Результати вимірів дозволяють графічно відображати величини горизонтальних та вертикальних деформацій та їх швидкості за період з 2011 по 2016 рік.

Список літератури

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1988. – 112 с.

3. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В.** Дослідження території зони провалля від шахти ім. Орджонікідзе // Вісник Криворізького технічного університету".- Кривий Ріг: КТУ, 2011. - Вип. 27. - С. 70-73.

UDC: 622.1:550.8, 622.8:614.8

Z. MOTYKA, Doctor of Science, assistant professor, Główny Instytut Górnictwa, Poland

SYSTEMS FOR SPATIAL PARAMETERS MAPPING FOR LANDFILLS, SHAFTS AND WORKINGS, INCLUDING THE USE OF REMOTE LASER SCANNING TECHNIQUES

Laser remote measuring systems are presently widely used in surface and underground surveying with predominant applications of 3D laser scanners. There is, however, a wide area of applications for 2D laser scanners, also. And particularly everywhere, where mobile platform can be used to obtain translation of measurement device along the scanned area. In particular, in the case of mining shafts, corridor workings or boreholes visual inspection it can take an advantage from cylindrical symmetry of measurement set up, best fitting to the geometry of scanned underground object. Such the 2D laser mining scanners for underground applications were developed in Laser Technology Laboratory of GIG, being used for mapping of the 3D geometry of underground workings, for visualizing the interior of test boreholes in a rockmass for needs of depicting artificially produced fractures for the degassing of the rockmass, as well as for mining shafts inspection. The key condition is there the possibility of conserving an even movement of the head of scanning device. A new, being patented, solution of laser mining scanner in a self-propelled layout was developed in GIG, which enables the replacement of costly scanner 3D with a precision measurement system that uses 2D laser scanner, only, which additionally allows to obtain the same resolution along one horizontal axis of measurements, which makes it particularly useful for imaging of tunnels and mine corridor workings. A complete set of single transverse 2D scans for each location can form the entire cloud of points allowing the precise imaging of geometry of the mine working. The horizontal movement of the measuring head along the working axis is obtained with the use of modular linear guide consisting of modules with rails being replaced cyclically from the rear to the face of a guideline for the trailer bogie with the measuring head. 2D scan of the fracture in a rockmass is obtaining by moving the measuring head through the interior of test borehole with a help of rigid rod, which orientation can be fully controllable during whole the measuring process. However only the parts of the fracture are visualized which are not shadowed or hidden behind the borehole walls. There is no such problem with the scanning of shafts geometry. However, while the 2D laser scanner is traveling on a top of a lift cage or on the line it is subjected to random transverse and/or rotational movements. This problem was solved by using a parallel system of on-board spatial orientation, which main element was a triaxial inertial sensor. When such a sensor includes apart of gyroscopes also triaxial magnetometer, altitude meter and GPS it may be applied at movable platform of Unmanned Aerial Vehicles (UAV) type. Such solution is being developed by GIG in order to provide data for mapping of spatial parameters of anthropogenic landscape forms, including landfills and sinkholes around the urban industrial areas, especially burdened with heavy mining activities. New UAV platform was proponed for the remote laser scanning of terrain from a low altitude, comprised of inertial system, laser scanner, and system recorder. The scanning Laser Doppler Vibrometry (LDV) applications for verification of the state of underground constructions, such as fire dams or dams used for separation of areas of underground coal gasification are also considered. The use of this technique to analyze the stress state of the rockmass may occur to be very promising, when applied to vibrational characteristics of roof, floor and walls of mining workings.

List of references

Passia H., Staniek A., Szade A., Motyka Z., Bochenek W., Bartmanski C.: *Comparative studies of principal vibration parameters of a building using an LDV, laser tilt and vibration sensors, and piezoelectric accelerometers*. Proc. SPIE 06/2008; DOI:10.1117/12.803001

Smola T., Motyka Z., Szade A., Ramowski A.: *Jezdnia do przesuwania urzadzenia pomiarowego podziemnego wyrobiska górniczego*, BUP, vol.1106, no 11, 2016, p. 37.

УДК 622.1: 528.06

Т.С. АСТАПЕНКО, преподаватель-стажер,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

НАНЕСЕНИЕ НА ПЛАН ТОЧЕК СЪЕМОЧНОГО ОБОСНОВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА SURFER И РЕДАКТОРА MS EXCEL

Плановое и высотное положение точек открытых горных выработок наиболее часто определяется с помощью тахеометрической съемки. Эта методика позволяет оперативно получать топографические и маркшейдерские планы. Одной из задач, решаемых при обработке результатов тахеометрической съемки, является нанесение на план точек съемочного обоснования. Построение точек может производится в соответствии с абрисами с помощью тахеографа.

Тахеограф представляет собой круговой транспортир с линейкой из прозрачного материала, по окружности которого нанесены деления через 30', оцифровка делений выполнена против хода часовой стрелки, вдоль нулевого радиуса расположена миллиметровая шкала линейки с начальным штрихом в центре круга, в котором закреплена игла. Для нанесения точки центр круга тахеографа совмещают с точкой станции на плане. Затем поворотом диска совмещают начальное направление на плане с отсчетом, равным полярному углу на съемочную точку. Затем по линейке откладывают в масштабе плана соответствующее полярное расстояние и накалывают точку. Около нанесенных на план точек подписывают их номера и отметки. Рассмотренная методика отличается повышенной трудоемкостью.

В настоящее время основными тенденциями в маркшейдерском деле является использование геоинформационных систем, в том числе программы Surfer. Программный комплекс Surfer широко используется в горном деле, благодаря создаваемым сеточным файлам, с помощью которых можно не только построить цифровую модель поверхности, но и производить подсчет запасов полезного ископаемого и объемов горных работ. Цифровая модель поверхности представляется в виде значений в узлах прямоугольной сетки, изменение значений определяется в зависимости от решаемой задачи в Surfer. Существует несколько вариантов получения значений в узлах сетки: по исходным данным, которые задаются в произвольных точках сетки, с использованием алгоритмов интерполяции; с помощью вычисленных значений функции, а также использование готовой цифровой модели поверхности. Главным преимуществом программы является применение алгоритмов интерполяции, с помощью которых можно создавать цифровые модели поверхности по неравномерно рассредоточенным в пространстве данным.

Программа Surfer работает в двух режимах: Worksheet и Plot Document.

В режиме Worksheet выполняется ввод и редактирование исходных данных. Режим Plot Document позволяет получать цифровые модели поверхности, создавать трехмерные модели и проводить преобразования.

Построение точек съемочного обоснования в программе Surfer осуществляется с помощью данных проведенной тахеометрической съёмки, предварительно обработанных в редакторе MS Excel.

В редакторе MS Excel создается электронная таблица, в которую заносятся сведения о номерах точек, измеренных горизонтальных и вертикальных углах, расстояниях.

В таблице выполняется преобразование числовых данных и вычисление координат точек.

Полученные сведения импортируются на рабочий лист программы Surfer. Сформированные файлы на рабочем листе сохраняют с расширением *.dat. В режиме Plot Document по команде Map/New/Post Map загружается файл с расширением *.dat и на рабочем листе Surfer выполняется построение точек съёмочного обоснования.

Согласно абрису и примечаниям в полевых журналах вычерчивают контуры местности. Форма представления координат x,y в таблице Excel позволяет в системе компьютерного проектирования AutoCAD построить контур местности по точкам, полученных в Surfer.

Для этого на рабочем листе Surfer осуществляется экспорт данных по команде File/Export, файл сохраняется с расширением *.dxf. В AutoCAD полученные точки с высотными отметками соединяются линией, которая характеризует очертание местности.

Внедрение в маркшейдерскую работу ГИС позволяет ускорить обработку информации и с точностью произвести расчет данных, служащих для построения плана.

УДК 622.142.5

П.И. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., А.В. ПЕРЕМЕТЧИК, канд. техн. наук, доц.,
Т.А. ПОДОЙНИЦЫНА, старший преподаватель
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ МЕТОДАМИ ГЕОМЕТРИИ НЕДР

В период эксплуатации месторождения производят перспективное и текущее планирование горных работ. Основой их, как и на этапе проектирования горного предприятия, является комплекс горно-геометрических графиков.

Перспективное планирование добычи полезного ископаемого используется, как правило, при составлении прогнозных планов развития добычных работ на квартал, полугодие, год, три, пять и более лет. От правильно запланированного развития горных работ, учитывающего размещение качества и сортность руды в недрах, зависит рациональная разработка месторождения с минимальными потерями и разубоживанием полезного ископаемого. Обогатительные, агломерационные, окомковательные фабрики и доменные печи приспособлены к переработке однородного сырья и не приспособлены к частому изменению режима работы.

Поэтому необходимо как можно более длительно подавать однородное сырье, а это всецело зависит от правильно запланированной программы развития горных работ.

Качество и технологические показатели полезного ископаемого не остаются постоянными на площади распространения месторождения. Они меняются по числу и степени проявления. Правильный учет этих факторов, установление зон и участков проявления каждого из них имеет исключительно большое практическое значение для перспективного планирования.

Одним из важнейших элементов программы горных работ является установление не только средних значений качественных показателей месторождения, но и размещение их в пространстве залежи, в данном случае в контурах годовой отработки.

Основой для полноценного управления качеством руды, отгружаемой на РОФ, для рационального освоения месторождения, является знание характера размещения качественных показателей месторождения.

Эксплуатационная разведка ведется только на основе опробования взорванной массы, и, следовательно, не способна уточнить данные детальной разведки с целью выявления характера размещения качественных показателей на еще не отработанных участках. Все это требует использования специальной методики прогнозирования.

Исходная геологическая информация была получена с погоризонтных планов горных работ масштаба 1:1000. При эксплуатационной разведке использовались участки опробования неправильной формы и различных размеров.

Размеры участков в поперечнике колебались от 20 до 50 м.

В качестве аргументов используемых для прогнозирования по методике многомерного эвристического алгоритма прогнозирования (МЭАП) были взяты содержания железа общего и железа, связанного с магнетитом по скважинам детальной разведки, а также планово-высотные координаты центров участков опробования. Скважины детальной разведки также пробурены по нерегулярной сети опробования. Межскважинные расстояния составляют от 50 до 200 м.

С помощью крайгинга были построены изолинии содержаний $Fe_{общ}$ и Fe_{mt} в межскважинном пространстве. Было определено значение $Fe_{общ}$ и Fe_{mt}, исходя из имеющейся электронной модели изолиний. Все полученные значения были сведены в электронные таблицы, что стало основой для построения прогнозной функции по методике МЭАП. При этом на каждом этапе построения прогнозной функции степень доверия вычисленным по ней результатам была пропорциональна обратному расстоянию от центра участка опробования по взорванной массе до ближайшей скважины детальной разведки, так как чем больше это расстояние, тем больше ошибка интерполирования. Таким образом, результаты построения функции, имеющие большую точность, имели больший приоритет при оценивании качества построенной прогнозной функции.

УДК [622.013: 553.31]: 622.271

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ « Криворізький національний університет»

НОРМУВАННЯ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ З МАСИВУ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Опираючись на класифікацію запасів по ступеню підготовленості до видобування, простежимо мінливості у часі готових до видобування запасів однієї видобувної одиниці і кар'єру в цілому і у відповідності з якою готові до видобування запаси представленні як сума запасів відбитих, оббурених і підготовлених до буріння вибуховими свердловинами. Розглянемо динаміку кожної із цих трьох груп запасів однієї видобувної одиниці, а потім по кар'єру в цілому. Для аналізу приймемо інтервал часу, що складається з суми: t_0 - початковий момент часу; Δt_0 - період часу до першого розпушення масиву твердих корисних копалин; k_i - число масових вибухів для розпушення масиву i-ї видобувної одиниці за час T; t_{ij} - тривалість j-го інтервалу часу між розпушеннями масиву i-ї видобувної одиниці; Δt - інтервал часу після k-го розпушення.

Відбиті запаси забезпечують продуктивність видобувної одиниці в період між розпушеннями масиву і в процесі їх відвантаження зменшуються доти, поки не будуть повністю відвантажені або не досягнуть мінімального рівня. Мінливості відбитих запасів у забоях окремих видобувних одиниць і в кар'єрі в цілому відбуваються стрибкоподібно з періодом, що дорівнює інтервалу між суміжними розпушеннями масиву, і з амплітудою, що дорівнює обсягу відбитої залізорудної маси $q_{Ii j}$. Кількість відбитих запасів i-ї видобувної одиниці на момент часу t, є сума: $q_{Ii o}$ - кількість відбитих запасів у забої i-ї видобувної одиниці у початковий момент розглянутого періоду часу t_o; d_{io} - кількість залізорудної маси, яка відвантажується i-ю видобувною одиницею за час Δt_o; q_{Iij} - кількість запасів i-ї видобувної одиниці, які розпушуються в j-й вибух; d_{Iij} - продуктивність i-ї видобувної одиниці в інтервалі між розпушеннями масиву; $d_{i\Delta t}$ - кількість залізорудної маси, що відвантажується i-ю видобувною одиницею за час Δt; q_{Ii} - середня кількість відбитих запасів i-ї видобувної одиниці в інтервалі між розпушеннями масиву; d_i - середня продуктивність i-ї видобувної одиниці в інтервалі між розпушеннями. Мінливість запасів видобувної одиниці оббурених вибуховими свердловинами, носить стрибкоподібний характер з періодом, що дорівнює інтервалу часу між суміжними розпушеннями масиву. Кількість запасів i-ї видобувної одиниці, оббурених вибуховими свердловинами на момент часу t, є сума: q_{IIIo} - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин, наявні в момент часу t_o; q_{IIIij} - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин в i-й інтервал між розпушеннями масиву; q_{IIIi}.- середня величина запасів i-ї видобувної одиниці, підготовлених до буріння вибухових свердловин в інтервалі між розпушеннями масиву; $q_{IIi\Delta t}$ - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин за час Δt.

Аналогічно на момент часу t кількість запасів i-ї видобувної одиниці підготовлених до буріння вибухових свердловин буде сума, яка становить: q_{IIIio} - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин, наявні в момент часу t_o; q_{IIIij} - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин в j-й інтервал між розпушеннями масиву; q_{IIIi}.- середня величина запасів i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин в інтервалі між розпушеннями масиву; $q_{IIIi\Delta t}$ - запаси i-ї видобувної одиниці, підготовлені до буріння вибухових свердловин за час Δt. Промислово-балансові готові до видобування запаси з масиву твердих корисних копалин i-ї видобувної одиниці в момент часу t становлять суму: q'_{IIIi} - «перехідні» запаси, що забезпечують фронт бурових робіт після розпушення масиву у забої i-ї видобувної одиниці; q'_{IIIi0} - запаси, підготовлені до буріння вибухових свердловин за час t_o. Величина q_{Iio} є сума двох додатків: q'_{Ii} - «перехідні» відбиті від масиву запаси; q'_{Iio} – відбиті від масиву запаси, які відвантажуються за час Δt_o. Готові до видобування промислово-балансові запаси з масиву твердих корисних копалин по кар'єру в момент часу t при роботі N видобувних одиниць є сума визначень: k_i, q_{III} - середні значення; σ_k, σ_{qIII} - середні квадратичні відхилення величин k_i і q_{IIIi}, а r_{kdIII} - коефіцієнт кореляції величин k_i *і* q_{IIIi}.

Показники k і σ_k подаємо через величину середнього інтервалу часу між розпушеннями масиву t_i та середнього квадратичного відхилення σ_{ti}.

УДК 622.1: 528.721.

К.Б. РЫСБЕКОВ, канд. техн. наук, А.А. СПИЦЫН, ст. науч. сотрудник,
Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Республика Казахстан
М.Е. КУТТЫКАДАМОВ, магистр техн. наук,
Государственный Университет им. Шакарима, Республика Казахстан

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ НАЗЕМНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ

В последние время отмечается повышенный интерес к использованию геодезических наблюдениях всех возможностей метода наземного лазерного сканирования (НЛС), что позволяет рассчитывать на получение 3D модели объекта практически мгновенно и в рамках точности заявленной в техническом паспорте сканера.

На практике, с ростом размеров объектов сканирование, точность измерения снижается из-за увеличения плеча и угла сканирования. Уменьшение плеча сканирования ведет к повышению точности измерения и одновременно к росту угла сканирования, что приводит к снижению точности.

И наоборот, увелечение плеча сканирования снижает точность, уменьшает угол сканирования и повышает точность измерения.

Кроме того, для охвата сканированием всей поверхности объекта больших размеров необходимо менять места установки лидара.

Количество таких мест зависит от размера сканируемого объекта и расстояния между ним и сканером. Для получение 3D модели, сканы, полученные с разных мест далее сшиваются.

Равномерность сшивания будет определяться, в первую очередь, совпадением точности полученных сканов в местах их перекрытия.

Особенно это проявляется при НЛС объектов значительных размеров, к примеру карьеров, отвалов, высотных зданий и сооружений.

В этом случае особые требования предъявляются к месту установки сканера, для обеспечения оптимальных условий съемки и эффективности НЛС при максимальной возможной точности измерений [1-3].

На основании установленной зависимости точности измерения от плеча и угла сканирования, для решения поставленной задачи введена новая величина, приведенная по углу сканирования оптическая длина пути лазерного луча, являющаяся функцией этих переменных.

Показано, что минимальному значению приведенной длины соответствуют максимальная точность измерения.

Определена функциональная зависимость приведенной длины от расстояния между сканерам и зданием, его высотой и углом сканирования.

Из найденного экстремума зависимости выведена формула, связывающая место установки сканера с высотой здания, для получения требуемой точности измерения, с учетом типа сканера, влияния атмосферы и метрологических свойств сканируемых объектов.

Список литературы

1. **Середович, В.А.** Наземное лазерное сканирование: Монография / **В.А.Середович** [и др.]. – Новосибирск: СГГА, 2009. – 261 с.

2. **Ганьшин, В.Н.** Измерение вертикальных смещений сооружений и анализ устойчивости реперов / **В.Н. Ганьшин, А.Ф. Стороженко, А.Г. Ильин** и др.-М.: Недра, 1981. - 215 с.

3. **Примбектова А., Рысбеков К.Б., Куттыкадамов М., Айтказинова Ш**. Внедрение лазерно-сканирующих технологий производства геодезических работ. / **Примбектова А., Рысбеков К.Б., Куттыкадамов М., Айтказинова Ш**. // Алматы: Сб. тр. Международной научно-практической конференции «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комлпексе, их научное и кадровые сопровождение». – 18-19 марта, 2014. - С. 443-445

УДК [622.013: 553.31]: 622.271

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ « Криворізький національний університет»

МЕТОДИКА НОРМУВАННЯ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ З МАСИВУ ТВЕРДИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Перехід від продуктивності видобувної одиниці d_0 до готових до видобування промислово-балансових запасів $q_{Ш}$ можна здійснити тільки з урахуванням втрат готових до видобування промислово-балансових запасів і збіднення вмісту якісних показників корисних копалин при видобуванні. Для забезпечення фронту бурових робіт і значного спрощення розрахунків величину $q'_{Ш}$ можна прийняти такою, що приблизно дорівнює величині d_o. Якщо припустити, що $\Delta H_{\Gamma_2} = t\bar{\delta}_{\Gamma_2}$, де t - коефіцієнт ймовірності, δ_{r2} - середня квадратична похибка визначення нормативної величини готових до видобування промислово-балансових запасів. Показники d_o, σ_{do} і t при використанні великого статистичного матеріалу встановлюємо практично без помилок. Тому похибка розрахунків нормативу готових до видобування промислово-балансових запасів залежить тільки від похибки визначення числа видобувних одиниць.

Показники, встановлюємо згідно плану на видобування промислово-балансових запасів, або визначаємо на основі статистичної обробки фактичних даних. Середня величина перехідних відбитих готових до видобування промислово-балансових запасів на кар'єрі дорівнює $N_0 t\bar{\sigma}_{d_0}$. Проведений аналіз показав, що цю величину в умовах залізорудних кар'єрів Кривбасу можна прийняти такою, що дорівнює 0,3 середньомісячної продуктивності гірничовидобувного підприємства. Така величина є достатньою для компенсації коливань продуктивності видобувних екскаваторів при автомобільному транспортувані залізорудної маси з видобувних забоїв. Однак при залізничному транспортувані залізорудної маси такий резерв перехідних відбитих готових до видобування промислово-балансових запасів може виявитися недостатнім. Тому доцільно увести коефіцієнт $k'_{Т}$, що враховує збільшення готових до видобування промислово-балансових запасів при залізничному транспортуванні. Тоді норматив готових до видобування промислово-балансових запасів буде: N_{01}, N_{02} - число видобувних екскаваторів, що працюють відповідно на автомобільний і залізничний транспорт, причому повинна дотримуватися умова $N_0=N_{0l}+N_{02}$.

Викладена методика нормування готових до видобування промислово-балансових запасів, основана на використанні наведеної залежності, широко опробована на кар'єрах Кривбасу. Однак методика нормування підготовленості готових до видобування промислово-балансових запасів, розроблена для діючих гірничовидобувних підприємств, не зовсім зручна, тому що ряд показників необхідно визначати за даними роботи діючого гірничовидобувного підприємства. У зв'язку із цим методика нормування підготовленості готових до видобування промислово-балансових запасів модернізована і пристосована до використання на стадії проектування. Показники і коефіцієнти характеризують співвідношення окремих складових готових до видобування промислово-балансових запасів (відбитих, оббурених і підготовлених до буріння вибухових свердловин), виду транспортування залізорудної маси і нерівномірність видобувних робіт. Коефіцієнт встановлений за умови, відповідно від якої, до моменту розпушення залізорудної маси у забої видобувного екскаватора повинна бути підготовлена площа для буріння вибухових свердловин, що дорівнює середній продуктивності екскаватора d в інтервалі часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів у видобувних забоях. Таке допущення можна і не робити, а величину «перехідних» готових до видобування промислово-балансових запасів, підготовлених до буріння вибухових свердловин, оцінити за допомогою коефіцієнта $k_З$, який враховує наявність у складі готових до видобування промислово-балансових запасів зачищених, підготовлених до буріння вибухових свердловин. У цьому випадку для розрахунків нормативу готових до видобування промислово-балансових запасів використовується $k_т$ - коефіцієнт, що враховує збільшення готових до видобування промислово-балансових запасів при залізничному транспортувані залізорудної маси з видобувних забоїв порівняно з автомобільним.

УДК622.1: 622.831.3.

Т.А. ПОДОЙНИЦЫНА, ст. преподаватель, А.А. ВАСИЛЕНКО, магистрант
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

НАБЛЮДЕНИЕ ЗА СДВИЖЕНИЕМ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ GPS

При разработке месторождений полезных ископаемых, безопасность горных работ и их экономическая эффективность во многом зависят от успешного решения проблемы управления горным давлением и процессом сдвижения. Основным, а зачастую единственным источником данных о геомеханическом состоянии массива горных пород и его изменении во времени являются экспериментальные измерения на горных предприятиях.

Существующие на сегодняшний день методики инструментальных наблюдений за развитием процесса сдвижения имеют ряд серьезных недостатков: они не отражают реальных процессов, происходящих в массиве горных пород, следовательно, прогнозные оценки, базирующиеся на данных инструментальных наблюдений, не так надежны, как этого требует современное горное производство, они очень трудоемки, что не позволяет получать данные о деформациях земной поверхности в объемах и с периодичностью, необходимых для успешного решения задач охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок.

Широкое внедрение в последние годы в практику маркшейдерско-геодезических работ методов спутниковой геодезии, дало уникальную возможность не только определять параметры сдвижения массива горных пород на базах в сотни и даже тысячи метров, но и вести регулярные наблюдения за изменением этих параметров во времени. Система обеспечивает возможность определения пространственного положения любой точки на поверхности земного шара. Точность определения координат может составлять от десятков метров до миллиметров в зависимости от применяемого оборудования и методики.

Основным режимом сбора данных для всех GPS съемок является наблюдение базовых линий (векторов). В простейшем случае один из приемников помещается на точку с известными координатами, а другой помещается на точку, пространственное положение которой необходимо определить. В течение определенного периода времени, зависящего от конкретного вида съемки, производится наблюдение базовой линии, после чего приемник перемещается на следующую точку. Главное отличие GPS съемок по сравнению с традиционными видами геодезических съемок заключается в том, что приращения координат между станциями вычисляются на математическом эллипсоиде WGS-84 (World Geodetic System), а не в принятой плановой системе координат. При этом вычисляется относительное положение определяемых станций относительно базовых, которые затем трансформируются на используемую модель эллипсоида в принятой картографической проекции, например на эллипсоид Красовского в прямоугольной проекции Гаусса. Все вычисления в GPS производятся в геоцентрической системе координат с использованием параметров математического эллипсоида WGS-84, центр которого совпадает с центром тяжести Земли. При определении параметров сдвижения массива горных пород в качестве исходных данных используются в основном не столько координаты реперов наблюдательных станций, а уравненные значения длин линий и превышений между ними.

Следует отметить, что применение комплекса спутниковой геодезии для наблюдений за процессом сдвижения земной поверхности на горных предприятиях позволило проводить исследования на качественно более высоком уровне. Измерениями может быть охвачена не только ближняя зона техногенного воздействия добычи полезных ископаемых, наблюдения в которой производились достаточно длительный период, но и дальняя зона, в которой ранее измерения либо не проводились совсем, либо проводились в недостаточных объемах по причине высокой трудоемкости подобных работ.

Измерения, проводимые комплексом GPS, показали свою высокую эффективность для решения задач геомеханики и, благодаря его применению, стали возможными не только дискретные измерения, но и регулярный мониторинг деформаций и напряжений, происходящих в земной коре.

УДК 658.56: 622.271

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., В.О. ЛОЗА, магістр
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВНУТРІШНЬОКАР'ЄРНЕ УСЕРДНЕННЯ ВМІСТУ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН У ПОТОЦІ ЗАЛІЗОРУДНОЇ МАСИ

До усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси, яка видобувається на кар'єрах діють різні вимоги:

обмежуємо коливання вмісту корисних і шкідливих компонентів у різних обсягах видобутої залізорудної маси (найчастіше у змінних і добових);

на деяких залізорудних кар'єрах вимогами до вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, що поставляється на дробарно-збагачувальну фабрику, обмежуємо коливання вмісту якісних показників заліза загального, або вмісту якісних показників заліза, пов'язаного з магнетитом, сірки, а іноді і кремнезему у змінних і добових обсягах промислово-балансових запасів з масиву залізистих кварцитів.

Враховувати численні вимоги до внутрішньокар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі при нормуванні підготовленості промислово-балансових запасів, з одного боку, важко, а з іншого - недоцільно, тому що ці вимоги не завжди обґрунтовані, часто дублюють один одного і повністю не контролюються. Тому доцільно проводити аналіз вимог по внутрішньорудничному усередненню вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси з метою їх істотного спрощення і уточнення.

Якщо усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси в кар'єрі здійснюється по декількох корисних компонентах, то слід виявити наявність залежностей між ними. Наявність достовірних залежностей між вмістами якісних показників корисних компонентів, які усереднюються у залізорудній масі і надходить із кар'єру на дробарно-збагачувальну фабрику, дозволяє стверджувати про наявність залежностей між характеристиками мінливості вмісту якісних показників цих корисних компонентів. У тому випадку, коли між середніми квадратичними відхиленнями вмісту якісних показників корисних компонентів, що усереднюються, є істотна кореляція, то усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі можна вести по одному з корисних компонентів, визначення якого є більш простим і дешевим. Взагалі обмежувати коливання вмісту якісних показників двох взаємозалежних корисних компонентів недоцільно. Досить обмежити коливання вмісту якісних показників одного корисного компонента. Це положення підтверджене експериментально для кар'єрів Кривбасу. Між середнім квадратичним відхиленням σ і відхиленням Δ з заданою ймовірністю p для статистичних розподілів, що підкоряються нормальному закону, є прямопропорційна залежність $\Delta=t\sigma$, де t - коефіцієнт ймовірності. Отже, відхилення вмісту якісних показників корисного компонента у добових обсягах видобування промислово-балансових запасів із заданою ймовірністю визначаємо відхиленням вмісту якісних показників корисного компонента у змінних обсягах видобування із заданою ймовірністю, тобто обмеження коливань вмісту якісних показників корисного компонента у змінних обсягах неминуче приводить до обмеження коливань у добових обсягах (і в більших обсягах, кратних змінним) встановимо, яка величина відхилень вмісту якісних показників корисного компонента у добових обсягах промислово-балансових запасів відповідає відхиленням у змінних обсягах і навпаки.

Підводячи підсумок, можна констатувати: аналіз вимог до внутрішньокар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у потоці залізорудної маси включає виявлення залежностей між вмістами якісних показників корисних компонентів, характеристиками мінливості вмісту якісних показників корисних компонентів, виявлення відповідності між коливаннями корисних компонентів у змінних і добових обсягах залізорудої маси; при наявності залежностей між вмістами якісних показників корисних компонентів у залізорудній масі треба обмежити коливання вмісту якісних показників одного з корисних компонентів; немає необхідності в обмеженні коливань вмісту якісних показників корисного компонента у змінних і добових обсягах залізорудної маси: досить увести обмеження коливань вмісту якісних показників або у змінних, або в добових обсягах видобування.

УДК 658.56: 622.271.33

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц.,
С.І. РЕВА, магістр, ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВНУТРІШНЬОРУДНЕ УСЕРДНЕННЯ ВМІСТУ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН У ЗАЛІЗОРУДНІЙ МАСІ, ЩО ЗАБЕЗПЕЧУЮТЬ ВИДОБУВНІ ОДИНИЦІ

Число видобувних одиниць є одним з основних показників, що визначають рівень внутрішньорудничного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі. Для оцінки впливу числа видобувних одиниць на однорідність вмісту якісних показників складу корисних копалин у залізорудній масі, яка видобувається, використовується: σ_c^2 - дисперсія вмісту якісного показника корисного компонента у загальнорудничому потоці залізорудної маси, %^{2}; $\overline{\sigma}_{c_i}^2$ - середня дисперсія вмісту якісного показника корисного компонента в одиничному потоці залізорудної маси, що надходить із видобувного забою («внутрішньоруднична дисперсія»), %^{2}; σ_c^2 - дисперсія середніх значень вмісту якісного показника корисного компонента в одиничних потоках залізорудної маси («міжзабійна дисперсія»), %^{2}; V_d - коефіцієнт варіації продуктивності видобувної одиниці; $\overline{p}_c$ - середній коефіцієнт кореляції вмісту якісного показника корисного компонента у одиничних потоках залізорудної маси. При заданому рівні однорідності вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі, яка видобувається характеризується дисперсією $\sigma_c^2 = \sigma_{co}^2$, яка дає можливість встановити значення $N_o = N''_{oi}$, яке забезпечує, виконання вимог до внутрішньорудничого усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі: при $N>5$, тобто для більшості кар'єрів Кривбасу, величиною $\overline{p}_c$ можна знехтувати. Якщо в кар'єрі є склади сирої або подрібненої залізорудної маси чи перевантажувальні майданчики, то їх роль у системі внутрішньокар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі необхідно враховувати при визначенні нормативного числа видобувних одиниць. Ефективність усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі на складі оцінюємо коефіцієнтом k_y (усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі), який визначаємо як відношення: $\sigma_{вх}/\sigma_{вих}$ - середнє квадратичне відхилення вмісту якісного показника усередненого корисного компонента відповідно у залізорудній масі, що надходить із кар'єру на склад і зі складу на дробарно-збагачувальну фабрику. На діючих складах усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у сирій залізорудній масі (і перевантажувальних майданчиках) величина k_y змінюється в межах 1,0-1,4 залежно від технології усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі і ємності складу усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі. У тому випадку, коли вимоги до однорідності вмісту якісного показника складу корисної копалини у залізорудній масі, що надходить зі складу усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі на фабрику, характеризуються величиною σ_{co}. Оптимізація внутрішньорудничного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі за технічним критерієм $\sigma_c=\sigma_{co}$ зводиться до визначення оптимального числа видобувних одиниць N''_{oi} тобто, такого їхнього мінімального числа, якого досить для забезпечення заданого рівня однорідності вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі. При постійному числі видобувних одиниць дисперсію загальнокар'єрного потоку залізорудної маси можна зменшити головним чином за рахунок зменшення «внутрішньозабійної» дисперсії. Дисперсію одиночних потоків залізорудної маси зменшуємо шляхом зміни напряму екскаваторної заходки, застосуванням раціональних способів буровибухових робіт, зниженням збіднення вмісту якісних показників корисних копалин при видобуванні промислово-балансових запасів. Якщо ж вимогами обмежені коливання вмісту якісних показників декількох корисних компонентів, то число видобувних одиниць визначаємо відповідно по вимогах до кожного корисного компонента. З усіх встановлених значень N''_{oi} для реалізації в кар'єрі вибираємо максимальне, яке буде гарантувати виконання вимог до обмеження коливань вмісту якісних показників усіх корисних компонентів, що усереднюються.

УДК 622.83

Б. А. КОДУНОВ, канд. техн. наук, доц., Красноармейский индустриальный институт
ГВУЗ "Донецкий национальный технический университет", Украина

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

При выемке полезных ископаемых и обрушении вышележащих пород образуется область сдвижения. В ее объеме слои пород прогибаются, деформируются, а на земной поверхности образуется впадина, называемая мульдой сдвижения.

Границы области сдвижения по мнению многих исследователей по форме приближаются к эллипсу или параболе.

Автором разработана математическая модель процесса сдвижений и деформаций массива горных пород и земной поверхности, основанная на представлении массива горных пород в виде дискретной слоистой среды блочной структуры. Выработанное пространство разбивается на участки, которые генерируют возникновение элементарных эллиптических областей сдвижения горных пород и земной поверхности. При их сложении образуется общая область сдвижения от влияния всей очистной выработки, а частицы (участки) горных пород или земной поверхности перемещаются, образуя векторы сдвижений. По направлению и величине данных векторов можно судить об изменениях в положении исходной линии или поверхности, а также соответствующих сдвижениях и деформациях, вызванных этими изменениями.

Разработанная математическая модель, реализованная в виде компьютерной программы, позволяет:

прогнозировать ожидаемые сдвижения и деформации массива горных пород и земной поверхности в любой заданной точке;

учитывать при моделировании практически все заданные горнотехнические и горногеологические условия разработки;

оперативно выполнять предрасчет ожидаемых сдвижений и деформаций для различных условий отработки пластов;

выполнять научные исследования сдвижений горных пород и земной поверхности, для проверки существующих и поиска новых закономерностей данного физического процесса.

Необходимо отметить, что в данной модели не используются аналитические или эмпирические зависимости для построения кривых сдвижений и деформаций, как в методах, основанных на использовании функции влияния выработанного пространства. Данные кривые определяются начальными и конечными координатами точек, подобно обработке фактических результатов, полученных на наблюдательных станциях.

Моделирование процесса сдвижения горных пород и земной поверхности позволило подтвердить известные закономерности и установить новые. В объеме данной публикации невозможно привести все полученные результаты.

Вот некоторые из них:

максимальное оседание зависит не только от отношения размеров выработанного пространства к глубине разработки, как общепринято, но и от глубины разработки;

объем мульды сдвижения при изменении глубины разработки остается постоянным;

зоны вертикальных и горизонтальных деформаций в подработанном массиве горных пород приближаются по форме к эллипсоидам;

сумма деформаций элементарного объема по всем направлениям равна нулю;

зона полных сдвижений в подработанном массиве горных пород представляет собой геометрическое тело, ограниченное параболическими поверхностями с вогнутостью в сторону выработанного пространства;

положение точек перегиба кривой оседаний зависит не только от отношения размеров выработанного пространства к глубине разработки, но и от глубины разработки.

Результаты математического моделирования хорошо согласуются с фактическими данными. Более того, данный метод позволяет находить новые закономерности в процессе сдвижения горных пород и земной поверхности.

УДК 622.013:622.3

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

ПЛАНОВА ПРОДУКТИВНОСТІ ГІРНИЧОВИДОБУВНОГО ПІДПРИЄМСТВА З УРАХУВАННЯМ ЗАКОНОМІРНОСТІ МІНЛИВОСТІ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ

При видобуванні промислово-балансових запасів з залізорудного родовища, покладу, рудного тіла чи дільниці масиву твердих корисних копалин характерна преривна робота видобувних одиниць. Велика кількість випадкових факторів, що впливають на процеси гірничих робіт, приводить до того, що видобувні одиниці простоюють. Усі видобувні одиниці на гірничовидобувному підпрємстві беруть однакову участь у процесі видобування корисних копалин, тому що кожна з них послідовно перебуває у робочому і неробочому режимах.

Розглянемо будь-який період часу роботи гірничовидобувного підприємства, наприклад, місяць. Якщо припустити, що $n_к$ - можливе число змін роботи окремої видобувної одиниці протягом місяця, а $n_ф$ - фактичне число відпрацьованих змін, то продуктивність i-ї видобувної одиниці d_i за розглянутий період часу тривалістю $n_к$ змін є визначення величин: $d_{змij}$ - продуктивність i-ї видобувної одиниці в j-ту зміну, $d_{змj}$ - середньозмінна продуктивність видобувної одиниці; $\bar{k}$ - коефіцієнт використання видобувної одиниці, N - число видобувних одиниць. Величини k_i і $d_{змi}$ є корельованими і кореляційний момент визначаємо з використанням $\bar{k}$ і $\bar{d}_{зм}$ - середні значення (математичні сподівання) величин $к_i$ і $d_{змi}$. По дефініції кореляційного моменту визначаємо, $r_{кd_{зм}}$ - коефіцієнт кореляції; $\sigma_к$ і $\sigma_{d_{зм}}$ середнє квадратичне відхилення величин k_i і $d_{змi}$, $V_к$ і $V_{d_{зм}}$ - коефіцієнти варіації величин $к_i$ і $d_{змi}$.

Встановити число видобувних одиниць $N=N'_о$, які необхідні для забезпечення заданої продуктивності гірничовидобувного підприємства $Д=Д_о$, тобто число видобувних одиниць $N'_о$, можна умовно розділити на n основних і m резервних. Число основних видобувних одиниць встановимо із умови їх безвідмовної і безперервної роботи протягом усього розглянутого періоду часу тривалістю $n_к$ змін. Це означає, що величину n можна визначити при умові $\bar{k}=1$ і $V_к=0$. Число видобувних одиниць, залежить не тільки від продуктивності і ступеня використання видобувних одиниць, але і від стабільності їх роботи, яка характеризується коефіцієнтами варіації $V_к$ і $V_{d_{зм}}$. Розрахунки показників для діючого гірничовидобувного підприємства виконуємо за даними планово-виробничих тижнево-добових (або змінно-добових) графіків роботи гірничовидобувного підприємства. При цьому показники математичних сподівань $\bar{k}$ і $\bar{d}_{зм}$ змінюються зі зміною числа видобувних одиниць на гірничовидобувному підпрємстві. Так, наприклад, зі збільшенням N, тобто при надлишковому числі видобувних одиниць (при постійній плановій продуктивності $Д_п$), показник $\bar{к}$ знижується у зв'язку зі зменшенням числа відпрацьованих змін. Це зниження відбувається за рахунок простоїв видобувних одиниць, які не пов'язанні з аварійним станом, ремонтними роботами і з планово-виробничою необхідністю. Це простої через відсутність бригади робітників, транспорту, простої, протягом яких видобувна одиниця перебувала в резерві. Такі простої виявляємо при аналізі змінно-добових графіків роботи гірничовидобувного підприємства і враховуємо при розрахунках величини $\bar{k}$, відповідно збільшуючи число змін, які відпрацьованні видобувними одиницями. При такому способі розрахунків показники $к_i$ не залежать від числа видобувних одиниць і середнє значення $\bar{к}$ використовується тільки для обчислень. Зі збільшенням N (при постійній продуктивності гірничовидобувного підприємства $Д_п$) знижується средньозмінна продуктивність видобувних одиниць $d_{змi}$, а отже, і величина $d_{зм}$ у зв'язку зі зниженням навантаження на очисні забої і неповним часом їх роботи протягом зміни. Установлені таким способом величини $d'_{змi}$ і $d'_{зм}$ не залежать від числа видобувних одиниць на гірничовидобувному підпрємстві. Визначення коефіцієнтів варіації $V_к$, $V_{d_{зм}}$ і коефіцієнта кореляції r_{kd} визначаємо за значеннями показників k'_i, і $d'_{зм_i}$, які уточненні за результатами аналізу роботи видобувних одиниць. За фактичними даними роботи кар'єрів Кривбасу встановлено, що в середньому математичне сподівання $к_1$=l,05.

УДК 622.1: 679.8

А.В. ОБЛОЖОК, аспірант, Житомирський державний технологічний університет

ПРИНЦИПИ ПАСПОРТИЗАЦІЇ БЛОКІВ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ

Відсутність документації на блочних кар'єрах декоративного каменю, яка б вміщувала повну технічну, геометричну і візуальну інформацію про товарний блок, як об'єкт видобування і купівлі-продажу, спричиняє неточності при обліку рухомості і вилучення запасів каменю і приводить до виникнення суперечливих ситуацій при оформленні операцій купівлі-продажу блоків. Традиційно базові параметри товарного блоку показує його маркування, яке наноситься фарбою і містить дані лише про масу, розміри і номер блока, а на деяких кар'єрах взагалі лише номер блока (згідно ДСТУ Б В.2.7-59-97).

Зважаючи на стрімке впровадження у виробничий процес сучасних технологій головною проблемою є створення алгоритму паспортизації блоків на підприємстві. Паспорт блоку повинен містити в собі достатню кількість інформації про блок, що надавало б можливість і його виробнику, і його споживачу отримати повне уявлення про параметри та якість блоку для подальшої його реалізації. Згідно з ДСТУ Б EN 1467:2007 «Камінь природний. Блоки необроблені. Вимоги» кожна партія блоків повинна супроводжуватися принаймні такою інформацією: маса та об'єм блоку; розміри (включаючи принаймні брутто й комерційні розміри) блоку.

Також можуть міститися додаткові дані (назва природного каменю, петрологічне сімейство, характерний колір, місце походження, процес обробки, природні особливості, петрографічна назва, геологічний вік). У відповідних випадках чітко позначається напрям природного прошарку кожного блока.

Питання паспортизації товарних блоків було широко розглянуто Левицьким В.Г. у його кандидатській дисертації «Управління якістю блоків декоративного каменю на основі використання цифрової фотограмметрії».У роботі було розглянуто проблему відсутності алгоритму паспортизації блоків на виробництві. За основу вивчення проблеми було взято вимоги ДСТУ Б.В.2.7-59-95. На підставі отриманих даних автор розробив програмний продукт, який створює паспорт блоку при введенні основних виміряних параметрів блоку.

До паспорту товарного блока було включено такі розділи: комерційний, технологічний і камеральний. Кожний з цих розділів містить відповідні показники, які в повній мірі найбільш точно і прозоро відображають всю інформацію про конкретний товарний блок на підприємстві.

З метою автоматизації обчислення основних показників блока, зокрема комерційного об'єму блока, та зведення всіх вищевказаних розділів в єдину форму-бланк, Левицький В.Г. розробив і реалізував в середовищі Borland C++ програму «Паспорт товарного блоку» («BlockStone v1.0»). Даний програмний продукт отримав Свідоцтво про реєстрацію авторського права на твір №48223 від 07.03.2013.

Однак у вищерозглянутій роботі є ряд недоліків, серед яких основним є залежність використання даного програмного продукту від стандарту ДСТУ Б В.2.7-59-97, який вже замінено стандартом ДСТУ Б EN 1467:2007, в якому регламентується інша схема класифікації блоків (не за об'ємом, а за видом), що ставить під сумнів необхідність деяких пунктів обчислення програми як основних.

Також у створеному паспорті відсутні відомості про якісні та декоративні властивості блоку, що не дає можливості замовнику оцінити характеристики блоку в повній мірі.

Адже згідно з п.4.2.2 ДСТУ Б EN 1467:2007 зовнішній вигляд блоку (колір, рисунок прожилок, текстура каменю тощо) визначається візуально, наприклад, у порівнянні з полірованим контрольним зразком (контрольний зразок надається постачальником) і результати задокументовуються.

У випадках, коли існує імовірність, що обробка каменю призведе до зміни характеристик готового продукту в порівнянні з вихідним матеріалом (наприклад, внаслідок застосованого типу обробки або через використання замазки, наповнювачів або інших подібних матеріалів для обробки природних отворів, дефектів або тріщин тощо), це необхідно враховувати при створенні паспорту блоку, як того вимагає стандарт.

УДК [622.013: 553.31]: 622.271

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., І.М. ФЕДОРЧЕНКО, студент
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ ЗАЛЕЖНОСТІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ НОРМАТИВУ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ

При роботі на залізничний транспорт у розпушеному блоці, що забезпечує тижневу продуктивність екскаватора, коли приблизно 30 % відбитих від масиву промислово-балансових запасів перебуває на відстані від осі залізничної колії, що перевищує 25 м, залізорудна маса відвантажується з перелопачуванням як правило, з рудною масою наступного блоку і збільшує відбиті. Промислово-балансові запаси готові до видобування при розрахунках нормативу промислово-балансових запасів готових до видобування корисної копалини у цьому випадку слід прийняти $k_т$=1,3. Зі збільшенням об'єму блоку, що розпушується значення коефіцієнта $k_т$ зменшується. Для блоків, що забезпечують двотижневу роботу екскаватора, при розрахунках нормативу промислово-балансових запасів готових до видобування корисної копалини слід приймати $k_т$=1,15, чотиритижневу - $k_т$=1,08.

Для оцінки величини коефіцієнта $k_з$ виконаний аналіз співвідношень готових до видобування промислово-балансових запасів відбитих, оббурених і підготовлених до буріння вибухових свердловин. Аналіз проведений в умовах залізорудних кар'єрів Кривбасу. Вихідним матеріалом для аналізу стали фактичні дані обліку відбитих, оббурених і зачищених готових до видобування промислово-балансових запасів з масиву залізистих кварцитів на видобувних уступах, що становлять у сумі готові до видобування промислово-балансові запаси. Отримані результати на кар'єрах Криворізьких ГЗК використані для оцінки середніх співвідношень між відбитими, оббуреними і зачищеними готовими до видобування промислово-балансовими запасами. З наведених даних випливає, що сума відбитих і оббурених готових до видобування промислово-балансових запасів, що надходить на збагачення, становить у середньому 76,9 % величини готових до видобування промислово-балансових запасів. Це свідчить про те, що для залізистих кварцитів $k_з$=1,33.

За даними роботи кар'єрів Кривбасу встановлені значення показників і коефіцієнтів, при наявності у кар'єрі автомобільного і залізничного транспортування залізорудної маси з забоїв для різних інтервалів часу $\tau_м$ і отримано ряд залежностей для розрахунків нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів:

Вид транспортування залізорудної маси з забоїв	Вираз для розрахунку нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів корисних копалин з масиву залізистих кварцитів у різних інтервалах часу $\tau_м$, міс			
	0,23	0,47	0,69	0,93
Автомобільний	$H'_г$=0,61$k_р$	$H'_г$=1,18$k_р$	$H'_г$=1,58$k_р$	$H'_г$=1,91$k_р$
Залізничний	$H''_г$=0,83$k_р$	$H''_г$=1,33$k_р$	$H''_г$=1,67$k_р$	$H''_г$=1,98$k_р$
Комбінований	$H'''_г$=(0,61p_1+0,83p_2)$k_р$	$H'''_г$=(1,18p_1+1,33p_2)$k_р$	$H'''_г$=(1,58p_1+1,67p_2)$k_р$	$H'''_г$=(1,91p_1+1,98p_2)$k_р$

При розрахунках нормативів промислово-балансових запасів готових до видобування на стадії проектування найбільші труднощі викликає визначення середньої внутрішньозабійної дисперсії вмісту якісних показників корисного компонента, що усереднюється. Для спрощення розрахунків була перевірена гіпотеза про наявність зв'язку між $\bar{\sigma}^2$ середньої внутрішньозабійною і $\bar{\delta}^2$ міжзабійної дисперсіями вмісту якісних показників заліза, повязаного з магнетитом. Величини σ^2 і δ^2 з різних сторін характеризують мінливість вмісту якісних показників корисної копалини у надрах і у залізорудній масі, яка видобувається. У той же час вони є характеристиками однієї і тієї ж частини масиву промислово-балансових запасів, що дозволяє припускати наявність кореляції між цими показниками. Для аналізу використані дані, які отримані з гірничовидобувних підприємств Кривбасу. Проведений кореляційний аналіз показує, що між розглянутими величинами є залежність у вигляді прямої, що проходити через початок координат. Коефіцієнт кореляції r=0,84 свідчить про високу тісноту зв'язку, він є досить надійний і його похибка в 9 разів менше його абсолютного значення. Численні визначення коефіцієнта варіації змінної продуктивності видобувних екскаваторів показали, що V_d=0,4÷0,5.

УДК 662.1

А.О. КРИВОРУЧКО, канд. техн. наук, доц., О.О. ЛАДЖИГУН, магістрант
Житомирський державний технологічний університет

ГЕОМЕТРИЗАЦІЯ РОДОВИЩ КВАРЦ-ПОЛЬОВОШПАТОВОЇ СИРОВИНИ З УРАХУВАННЯМ ПЕРСПЕКТИВ СЕЛЕКТИВНОГО ВІДПРАЦЮВАННЯ

На вибір способів розробки та техніко-економічні показники роботи гірничих підприємств великий вплив мають форма родовища, його розміри й умови залягання корисної копалини. При цьому наявність достовірної інформації про родовище, його будову, характер розміщення корисних компонентів у покладі безпосередньо впливають на правильність прийняття рішень по зазначеним вище питанням. Основна частина завдань цього напрямку вирішується маркшейдерською та геологічною службами гірничого підприємства. Варто зазначити, що найважливішим інструментом вивчення описаної проблематики є геометризація родовищ, оскільки знання форм, елементів залягання та розміщення основних показників якості покладу мають винятково велике значення при виборі способу відпрацювання і розробці проекту раціональної експлуатації родовища. У результаті досліджень було використано такі методи: ізоліній, геологічних розрізів, об'ємного моделювання.

Метод ізоліній дає можливість встановити зв'язок структури з якісними показниками, наочно представити просторову модель родовища, об'єктивно оцінити дані розвідки, надати рекомендації щодо методів та прийомів подальших робіт за найбільш повним вивченням та відпрацюванню родовища. Тому він є найбільш універсальним.

Метод геологічних розрізів дає можливість із достатньою точністю виявити форму тіла корисної копалини та визначити його положення серед вміщуючих порід у будь-якому перерізі. Вибір перерізів визначається формою та умовами залягання рудного тіла. Проте за допомогою розрізів іноді неможливо виявити характер зміни вмісту корисних компонентів, тому при геометризації родовищ метод геологічних розрізів доповнюють методом ізоліній.

За допомогою методу об'ємного моделювання створюються моделі родовища на основі результатів геометризації, виконаної шляхом методів ізоліній, геологічних розрізів і об'ємних графіків. У свою чергу застосування цього методу дає можливість наочно зобразити форму покладу корисної копалини, вміщуючих порід, тектонічних зрушень, розміщення компонентів і розвіданості родовища. Основні дослідження здійснювались на ділянці «Вільха» родовища «Гірне», що розташована на землях с. Вільха та розробляється ДП «Шпат». Кварц-польовошпатовою сировиною є пегматити трьох жил пологого залягання протяжністю 650м та граніти лейкократові житомирського комплексу (PR1 zt). За особливостями геологічної будови та витриманістю показників якості корисної копалини ділянка віднесена до 2-ї групи класифікації запасів родовищ магматичних порід. В результаті проведених робіт встановлено:

Що пегматитові зони приурочені до ендоконтактових зон гранітоїдів, які прилягають до масивів основних порід, а скупчення пегматитів приурочені до гранітів дрібнозернистої структури з добре вираженою дрібнопорфировидною будовою. Найбільші пегматити залягають в роговообманкових гранітах з переважаючими темнокольоровими мінералами.

Що пегматити характеризуються зональною будовою, вони мають ізометричні вертикально стиснені форми, які геометрично можна описати еліпсоїдом обертання навколо поздовжньої вісі. Об'єми пегматитів, розміри кварцових ядер і міарол мінералоутворення залежать від географічного розташування і змінюються з півночі на південь та з заходу на схід, описуючись параболічними залежностями.

Що продуктивність пегматитових тіл залежить від їх структури, потужності тіла та кольору польових шпатів. Залежність продуктивності пегматитового тіла від його потужності описується параболічною функцією, а залежності потужностей пегматитових зон від потужності самого пегматиту апроксимуються функціями лінійного виду.

Що побудова моделі пегматиту в ізолініях забезпечується шляхом геометризації кількісних показників якісних характеристик на основі комп'ютерних і ГІС-технологій та математичного опису закономірностей будови і просторового розташування пегматитових покладів, що слугує підґрунтям обґрунтування параметрів, що необхідні для розробки пегматитових покладів.

УДК 622.1: 504.064.3

Е.А. БУБНОВА, канд. техн. наук, М.С. ЗАЙЦЕВ, канд. техн. наук, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова, Д.М. ЗАЙЦЕВ, студент, ГВУЗ «Национальный горный университет»

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ ДИСТАНЦИОННОГО ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗМЕРЕНИЯ СОСТОЯНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ

На госбалансе Украины находится более 8,2 тыс. месторождений различных полезных ископаемых, треть их них разрабатывается или подготавливается, эксплуатируется около 200 шахт и 500 карьеров.

Точное количество отработанных шахт и карьеров на территории Украины неизвестно, поскольку промышленная добыча полезных ископаемых ведется уже более двух веков, а учет горнодобывающих предприятий либо не велся с должной точностью, либо данные, в виду различных обстоятельств, были утрачены или засекречены.

В результате извлечения из недр полезных ископаемых остаются пустоты, которые при подземной разработке заполняются вышележащими породами (при оседании породного массива), водой (при затоплении шахт, карьеров) или длительное время остаются незаполненными.

Затем, в результате естественных и техногенных процессов, заполняются либо водами, либо породами, что в конечном счете, приводит ко вторичным нарушениям массива - формирования воронок обрушения, дополнительного оседания и сдвижения, обезвоживания и подтопления.

В процессе отработки месторождений, маркшейдерскими службами предприятий ведутся наблюдения за сдвижением и оседанием земной поверхности и состоянием подрабатываемых зданий и сооружений в пределах границ шахтного поля в соответствии с действующими нормативными документами, которые не учитывают развитие вторичных нарушений.

Как правило, месторождения полезных ископаемых располагаются группами, либо одно месторождение отрабатывается несколькими предприятиями, таким образом образуется целый регион с измененным состоянием массива горных пород и земной поверхности.

Наблюдения за изменением состояния земной поверхности всего горнодобывающего региона ведутся не синхронно, что связано в первую очередь с отсутствием методик контроля регионального характера. Отсутствие контроля приводит к внезапным обрушениям, подтоплениям территорий, а в будущем грозит техногенной катастрофой, в том числе, из-за климатообразующих (метан), отравляющих (оксид углерода) и радиоактивных (радон) газов, генерируемых глубинными породами, имеющими бесконтрольное трещиноформирование до дневной поверхности.

В мировой практике для осуществления различных видов мониторинга уже используются БПЛА.

Современные мини-БПЛА позволяют нести нагрузку до 15 кг. БПЛА, для использования их в целях дистанционного мониторинга состояния земной поверхности горнодобывающего региона, может оборудоваться устройствами трех типов контроля: стационарного (координирование местонахождения, лазерный контроль трехмерного движения горных пород и пр.), полустационарного (временные модули, которые можно эвакуировать и использовать повторно), одноразового (модули безвозвратно теряются, например, модули контроля и специализированных фугасов для обрушения опасных участков; датчики для исследования деформаций в глубине массиве, неизвлекаемые радиоактивно загрязненные датчики и пр.).

Применение БПЛА в качестве инструмента для исследования изменения состояния земной поверхности горнодобывающего региона позволит дистанционно и систематически получать данные в цифровом формате, осуществлять сравнение их и оперативно реагировать на изменение ситуации.

Данный метод не требует больших трудовых и материальных затрат, поскольку одним оператором может осуществляться контроль целого региона. К тому же метод является точным, оперативным и может применяться для опасных и труднодоступных участков.

УДК 662.1

А.О. КРИВОРУЧКО, канд. техн. наук, доц., А.Ю. ОСАДЧУК, магістрант,
Г.М. ЛОМАКОВ, інженер, Житомирський державний технологічний університет

ГЕОМЕТРИЗАЦІЯ СТРУКТУРНИХ І ЯКІСНИХ ХАРАКТЕРИСТИК РОДОВИЩА З МЕТОЮ УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ ВЕДЕННЯ ВИДОБУВНИХ РОБІТ

При видобуванні блоків декоративного каменю перед інженерною службою кар'єра постає задача в оперативному управлінню якістю блочної продукції. Основною проблемою даного процесу є відсутність повної інформації про якість сировини розташованої на певній ділянці кар'єру. Як правило вихідними даними для управління якістю масиву є дані візуального огляду уступу, та опис найближчих розвідувальних свердловин, відстань до яких становитиме в середньому 50 м. Що не дозволяє одержати точні показники.

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

Згідно діючих вимог для проведення оцінки якості найбільш доцільним буде використання зразків декоративного каменю розмірами не менше 4 см. Для відбору зразків запропоновано використовувати ручну кутову шліфувальну машину в комплекті з відрізним диском максимально допустимого діаметру 230 мм. В результаті ми можемо отримати зразки розміром 80 мм. Зразок даного розміру дозволить з високим ступенем надійності оцінити основні якісні характеристики масиву блочного каменю. Основою оцінки якості є визначення площі рудних мінералів, орієнтування мінералів і дефектів та кольорових координат відібраних зразків. Для оцінки всіх вищезазначених показників необхідна наявність полірованої фактури, яка буде надаватися відібраним зразкам габроїдних порід на основі обробки шліфувально-полірувальними верстатами (ручними або стаціонарними консольного типу при обробці касет сформованих із зразків).

Для оцінки просторової зміни якісних характеристик пропонується обов'язкове маркування відібраних зразків за допомогою фарби та визначення координат місця відбору проби за допомогою теодоліта Т30 та мірної стрічки або нівелірної рейки РН-3. Відстань між відібраними пробами залежить від однорідності масиву, наявності певних дефектів і масштабу креслення. Враховуючи очікувану точність отриманих координат точок та точність нанесення їх на план відстань між місцями відбору проб може знаходитись в межах від 5 м до 25 м. Подальша обробка отриманих проб полягала в скануванні відібраних зразків за допомогою сканера ЕПСОН ІП1500. Отримане зображення на основі накладання певних масок обробляється в програмі MdiStones. Одержані дані вносяться в ГІС та здійснюється районування родовища.

В результаті виконаного аналізу розподілу відносних площ рівномірного забарвлення було встановлено, що максимально якісна за декоративністю сировина сконцентрована в центральній частині північної частини родовища. Аналіз отриманих результатів показав, що напрям анізотропії співпадає з північним напрямком, який відповідає домінуючим напрямкам тектонічних розломів даного регіону, найбільш ізотропною є центральна частина Кам'янобрідського родовища габро. Також аналіз наведеного зображення дозволяє визначити, що центральна частина родовища буде характеризуватись найменшою енергоємністю руйнування породи.

Співставлення отриманих результатів якості покладу дозволило визначити, що найбільш раціональним напрямком розвитку гірничих робіт на ділянці, що досліджувалась є північний, найбільш якісною є центральна частина ділянки, що доцільно врахувати при календарному плануванні видобувних робіт.

Список літератури

1. Застосування інформаційно-комп'ютерних технологій обробки відеоінформації в гірничо-геологічній галузі / **А.О. Криворучко, Є.С. Купкін, Ю.О. Подчашинський, О.О. Ремезова** // Вісник ЖДТУ. – 2005. – № 1(32) / Технічні на-уки. – С. 107–116.

УДК 622.1: 528.02

Л.В. ДОЛГІХ, О.В. ДОЛГІХ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ ЦИФРОВОЇ ЗЙОМКИ ПРИ ДОСЛІДЖЕННІ ДЕФОРМАЦІЙ ВІДВАЛІВ

На території Криворізького басейну значні площі займають відвали розкривних порід.

Однією з важливих задач маркшейдерської служби є забезпечення їх ефективної експлуатації. Маркшейдерською службою виконується комплекс робіт, який включає вивчення геомеханічних процесів та їх аналіз з метою випереджувального прогнозування умов експлуатації відвалу.

Вивчення геомеханічних процесів представляє собою виконання спостережень за зрушеннями гірських порід, що складають борт відвалу. Деформаційні процеси, що відбуваються в процесі формування відвалу від початку і до завершення складування, досліджуються різними способами:

маркшейдерсько-геодезичним, при якому вимірюються відстані між реперами та виконується геометричне або тригонометричне нівелювання з метою визначення їх висотного положення;

фотограмметричним способом, при якому величини деформацій визначаються за результатами вимірів по знімках;

з використанням лазерних скануючих систем, які дозволяють створювати тримірне зображення об'єкта, що досліджується, тощо.

Використання традиційних спостережних станцій на відвалах інколи не дає бажаного результату через втрату робочих реперів, великий обсяг польових та камеральних робіт. Попередні результати можна отримати за систематичними маркшейдерськими зйомками.

Осідання, як правило, пов'язано з процесом ущільнення порід. За результатами моніторингу встановлюється характер деформацій та прогнозується їх подальший розвиток у просторі і часі, що дозволяє розробити заходи по усуненню небезпечних деформацій.

Вибір та обґрунтування ділянок закладання спостережних станцій для дослідження деформацій уступів відвалів здійснюється на основі аналізу сучасного стану поверхні та перспективи розвитку гірничих робіт. Від правильного розташування профільних ліній залежить точність отриманих результатів, а значить і безпека робіт з відвалоутворення.

Проаналізувавши дане питання, дійшли висновку про можливість підвищення ефективності моніторингу деформацій уступів відвалів за рахунок використання фотограмметричних методів для виявлення проблемних ділянок та вибору місць розташування реперів профільних ліній.

Рекомендується використовувати наземне знімання за допомогою цифрової професійної камери з базисів, розташованих паралельно до ліній бровок уступів відвалів. Так як базиси, розташовані, як правило, нижче уступів відвалу, то спостерігаються тільки лінії верхніх бровок, але при відстанях від 100 до 300 м є можливість визначення змін у положеннях точок з точністю не нижче відповідно 5 і 15 мм.

Результати зйомок дозволяють виявити ділянки, на яких виникли зміни у положенні верхніх бровок, що означає доцільність розміщення на цих ділянках профільних ліній для подальших спостережень. Комбінування традиційного та фотограмметричного способів дозволяє підвищити ефективність робіт.

Список літератури

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1988. – 112 с.

2. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В.** Практика використання цифрових методів зйомки кар'єрів // Вісник Криворізького технічного університету.- Кривий Ріг: КТУ, 2007. - Вип. 16. - С. 44-48.

3. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В.** Дослідження території зони провалля від шахти ім. Орджонікідзе // Вісник Криворізького технічного університету.- Кривий Ріг: КТУ, 2011. - Вип. 27. - С. 70-73.

УДК 622.1: 528.02

П.Й. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
О.В. ДОЛГІХ, Л.В. ДОЛГІХ, кандидати техн. наук, доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОБЛЕМИ ВИКОРИСТАННЯ ПУНКТІВ МАРКШЕЙДЕРСЬКОГО ПЛАНОВО-ВИСОТНОГО ОБҐРУНТУВАННЯ

Для ефективного забезпечення гірничого виробництва маркшейдерські роботи повинні виконуватися з використанням надійного планово-висотного обґрунтування. Згідно до Інструкції [1], маркшейдерське опорне обґрунтування створюється від пунктів державної або місцевої мереж.

Маркшейдерськими відділами гірничодобувних підприємств використовуються за вихідні пункти, створені в різні часи та різними організаціями. Такими організаціями були «Кривбаспроект», ЦПДМЛ, «Укррудпром» та інші. Створюючи пункти, не звертали увагу на необхідність зрівнювання створених мереж з існуючими. Часто створені нові мережі не були ув'язані зі старими, вже існуючими.

Часто на підприємстві використовуються координати пунктів з каталогів, які складено двадцять і більше років потому, незважаючи на те, що координати пунктів державних та місцевих мереж протягом певного часу можуть змінюватися.

Причини зміни координат пунктів різні:

однією з причин є вплив стану денної поверхні, поблизу якої знаходяться об'єкти гірничодобувних підприємств або яка підробляється підземними гірничими виробками;

періодичне зрівнювання державної мережі;

помилки вимірів, кривизни Землі, прив'язки до існуючої мережі та інші помилки.

Останнім часом, з цих та інших причин «втрачена» значна кількість пунктів. Використання їх у якості вихідних для подальшого згущення обґрунтування або виконання знімальних робіт – проблематичне. Зйомки, виконані з використанням такого обґрунтування між собою не узгоджуються. При роботах з координування за допомогою GPS, при аеро- та космічних зйомках і при інших роботах, що потребують використання пунктів державної та місцевої систем координат, не доцільно в якості вихідних використовувати пункти, координати яких не перевірені на відповідність їх значень на момент робіт. Використовуючи неперевірені пункти перекреслюється ефективність сучасних приладів та технологій.

Важливим є й те, що земельні ділянки всіх підприємств повинні знаходитися у єдиному Державному земельному кадастрі. До цього часу, координати пунктів Державної геодезичної мережі у системі координат 1942 р., або похідної від неї системі координат СК-63 не забезпечують необхідної точності кадастру. При веденні Державного земельного кадастру повинна застосовуватися єдина система просторових координат та система ідентифікації земельних ділянок.

Відомо, що розбіжність у координатах, отриманих у СК-42 або СК-63 в межах України може досягати до 2 м. Це не дозволяє з необхідною точністю виконувати геодезичну прив'язку до пунктів Державної геодезичної мережі чи інших спеціальних мереж, які будуються з використанням супутникових приймачів GPS NAVSTAR і ГЛОНАСС. Повинна бути можливість звести всі знімальні роботи у певну систему Державної геодезичної референцної системи координат УСК-2000. У результаті строгого зрівнювання геодезичної мережі виконано суцільне оцінювання точності та визначені середні квадратичні похибки для кожного пункту ДГМ. Тому сучасна Державна геодезична мережа України, яка реалізує УСК-2000, повністю забезпечує її ефективне застосування.

Питання використання пунктів планово-висотного обґрунтування є важливим та потребує подальшого аналізу.

Список літератури

1. Инструкция по производству маркшейдерских работ//Министерство угольной промышленности СССР, ВНИМИ. – М.: Недра, 1987. – 240 с.

УДК 658.56:622.271

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., Б.О. БАЛОВ, студент
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

РОЗРАХУНОК НОРМАТИВУ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ НА СТАДІЇ ПРОЕКТУВАННЯ

Узагальнення даних роботи залізорудних кар'єрів Кривбасу свідчить про те, що величина коефіцієнта усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі k_y змінюється у межах від 1 до 1,5. Значення коефіцієнта усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі k_y залежно від ємності складу усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі і технології складування характеризується:

Склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі і склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі на перевантажувальних майданчиках відсутні ….....**1**

Склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі ємністю до 50 тис. т. …….**1,1**

Склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі ємністю 100-200 тис. т, у тому числі перевантажувальні склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі ……..**1,2-1,3**

Склади усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі ємністю понад 300 тис. т із прошаровим укладанням залізорудної маси і відвантаження вкрест простягання прошарків ……..**1,4-1,5**

Отже, коефіцієнт резерву числа видобувних одиниць визначаємо залежно від мінливості вмісту якісних показників корисних копалин у масиві, вимог до внутрішньокар'єрного усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі і ефективності системи усереднення вмісту якісних показників корисних копалин у залізорудній масі на гірничовидобувному підпрємстві. Залежності, які наведені, дозволяють розрахувати нормативи готових до видобування промислово-балансових запасів залежно від коефіцієнта резерву інтервалу часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів $\tau_м$ і виду транспортування залізорудної маси з забоїв. Розрахунки нормативів виконано для залізорудних кар'єрів Кривбасу. Інтервал часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів у видобувних забоях є одним з основних показників, що визначають нормативну величину готових до видобування промислово-балансових запасів, відбійка яких ведеться вибуховим способом. Забезпеченість кожного видобувного екскаватора готовими до видобування промислово-балансовими запасами з різним ступенем підготовленості до видобування, а отже, і кар'єру в цілому залежить від інтервалу часу між розпушенням масиву залізистих кварцитів у забоях. Чим більше цей інтервал часу, тим більше повинна бути забезпеченість кожного екскаватора відбитими, оббуреними і іншими готовими до видобування промислово-балансовими запасами. При тому самому інтервалі часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів у забоях інтервал часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів може бути різним. Найбільш ефективна робота кар'єру у тому випадку, коли інтервали часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів і розпушеннями масиву залізистих кварцитів у забоях збігаються, тобто тоді, коли час кожного масового вибуху співпадає у всіх видобувних забоях. Готові до видобування промислово-балансові запаси, зменшують число масових вибухів і простої кар'єру під час вибухових робіт. Результати досліджень, показали, що оптимальний інтервал часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів у залізорудних кар'єрах перебуває в межах приблизно від двох до трьох тижнів. Норматив готових до видобування промислово-балансових запасів визначаємо залежно від величини $\tau_м$. Однак на стадії проектування використання такого показника для розрахунків нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів представляє певні труднощі. Як правило, при проектуванні технологія буровибухових робіт не деталізується і інтервал часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів у видобувних забоях не визначається. Тому доцільно цей показник замінити іншим, більш зручним для використання при проектуванні. З інтервалом часу між розпушенням масиву залізистих кварцитів у видобувних забоях пов'язані інтервал часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів і продуктивністю кар'єру по скельній масі. Ця залежність обумовлена обмеженням числа блоків, що одночасно розпушують промислово-балансові запаси, під час масового вибуху.

УДК 658.56: 622.271.33

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., О.С. ПРОХОРОВА, студентка
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВСТАНОВЛЕННЯ ЗАЛЕЖНОСТІ ВЕЛИЧИНИ ІНТЕРВАЛУ ЧАСУ МІЖ РОЗПУШЕННЯМИ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ВІД ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ КАР'ЄРУ ПО СКЕЛЬНІЙ МАСІ

Якщо максимальне число блоків, що розпушують під час масового вибуху N_{max}, число видобувних одиниць N, що забезпечують виробничу потужність кар'єру $Д_{гм}$ по скельній масі, менше або дорівнює N_{max}, то $\tau_м$ не залежить від $Д_{гм}$, причому при $N=N_{max}$, $Д_{гм}=Д_{гмо}$ і $\tau_м=\tau_{мо}$. В області $N>N_{max}$ має місце зростання продуктивності по залізорудній масі $Д_{гм}>Д_{гмо}$ і збільшення інтервалу часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів $\tau_м>\tau_{мо}$. При незмінній техніці і технології гірничих робіт і постійному інтервалі часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів залежність $\tau_м=f(Д_{гм})$ в області $N>N_{max}$ має вигляд прямої. Як показав проведений аналіз роботи кар'єрів Криворізьких ГЗК, число залізорудних блоків, що одночасно масово розпушують не перевищує шести. Це пов'язано з технікою і технологією буровибухових робіт, геологогеоморфологічними і гірничотехнічними умовами, вимогами правил техніки безпеки. Якщо допустити, що вся скельна маса на кар'єрі представлена корисною копалиною то відповідно до норм технологічного проектування гірничовидобувного підприємства для шести видобувних екскаваторів повинен відповідати кар'єр з виробничою потужністю 30 млн т на рік.

Для кар'єрів з більш високою продуктивністю у зв'язку зі збільшенням числа видобувних екскаваторів інтервал часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів у забоях при тому самому інтервалі часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів повинен зростати. Умови співвідношення між інтервалами часу $\tau_м$ і потужністю кар'єра $Д_{гм}$ мають вигляд прямих $\tau_{м1}=0{,}0077Д_{гм}$; $\tau_{м2}=0{,}0157Д_{гм}$; $\tau_{м3}=0{,}0233Д_{гм}$; $\tau_{м4}=0{,}0310Д_{гм}$, які можна використовувати при інтервалах часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів, що дорівнюють відповідно одному, двом, трьом і чотирьом тижням. Норматив готових до видобування промислово-балансових запасів можна визначити як функцію продуктивності кар'єру по залізорудній масі (при відсутності скельного розкриття). Як приклад нормативи промислово-балансових запасів готових до видобування залізистих кварцитів розраховані для інтервалу часу між масовими розпушеннями масиву промислово-балансових запасів $\tau_м=0{,}47$ міс.

Інтервал часу $\tau_м$ між масовими розпушеннями масиву залізистих кварцитів у кар'єрі, тижні	Залежності для розрахунків нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів корисних копалин з масиву залізистих кварцитів у залізорудній масі при використанні транспорту		
	автомобільного	залізничного	комбінованого
1	$H'_г=0{,}0210\ k_р Д_{гм}$	$H''_г=0{,}0273\ k_р Д_{гм}$	$H'''_г=(0{,}0210p_1+0{,}0273p_2)\ k_р Д_{гм}$
2	$H'_г=0{,}0389\ k_р Д_{гм}$	$H''_г=0{,}0447\ k_р Д_{гм}$	$H'''_г=(0{,}0389p_1+0{,}0447p_2)\ k_р Д_{гм}$
3	$H'_г=0{,}0521\ k_р Д_{гм}$	$H''_г=0{,}0563\ k_р Д_{гм}$	$H'''_г=(0{,}0521p_1+0{,}0563p_2)\ k_р Д_{гм}$
4	$H'_г=0{,}0639\ k_р Д_{гм}$	$H''_г=0{,}0665\ k_р Д_{гм}$	$H'''_г=(0{,}0639p_1+0{,}0665p_2)\ k_р Д_{гм}$

У зв'язку з тенденцією збільшення потужності видобувних одиниць на видобування промислово-балансових запасів і порід розкриття величина $Д_{гмо}$ у перспективі повинна збільшуватися. Крім того, у зв'язку з удосконаленням техніки і технології вибухових робіт може збільшуватися число блоків, що одночасно розпушують під час масового вибуху, що також веде до зростання величини $Д_{гмо}$, а отже, і до збільшення діапазону мінливості $Д_{гм}$, у якому величина інтервалу часу $\tau_м$ не залежить від потужності кар'єру $Д_{гм}$.

Для розрахунку нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів необхідно встановити залежність величини інтервалу часу $\tau_{мг}$ між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів від виробничої потужності кар'єру по скельній масі. При цьому слід враховувати співвідношення μ, між обсягами видобування промислово-балансових запасів і скельної маси. Якщо співвідношення μ залишається постійним, то мінливість величини $\tau_{мг}$ буде аналогічною мінливості величини $\tau_м$. Однак у загальному випадку (для того самого інтервалу часу $\tau_{мг}$) відношення μ може бути різним. При цьому залежність $\tau_{мг}=f_\tau(Д_{гм},\mu)$ буде являти собою систему прямих, кожна з яких відповідає певному значенню показника μ.

УДК 622.1: 528.02

О.В. ДОЛГІХ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ « Криворізький національний університет»

УДОСКОНАДЕННЯ МЕТОДИКИ РОБІТ ПО СПОСТЕРЕЖЕННЮ ЗА ЗСУВАМИ

З метою попередження деформаційних явищ, і у випадку їх критичного прояву, необхідно регулярно й постійно проводити маркшейдерські спостереження за деформаціями бортів кар'єрів і відвалів при відкритому способі розробки корисної копалини, за деформаціями денної поверхні, яка підробляється підземними гірничими роботами. На цих територіях часто знаходяться об’єкти підприємств або населених пунктів. Важливо своєчасно виявити небезпечні ділянки, для їх огородження, перекриття проходу до них.

Кафедрою маркшейдерії ДВНЗ «Криворізький національний університет» виконуються роботи по дослідженню зрушень земної поверхні на території шахти ім. Орджонікідзе ПРАТ «ЦГЗК», викликані необхідністю забезпечення безпеки місцевості, на якій сталося обрушення у 2010 році.

Основним способом спостереження за деформаціями денної поверхні є класичний спосіб, викладений в Інструкції [1], який ґрунтується на використанні лінійних промірів між реперами та їх нівелюванні. У багатьох випадках цей спосіб задовольняє вимоги, але є об’єкти, для яких необхідний особливий підхід. Тобто класичний спосіб не завжди дає можливість отримати достовірні результати.

Результати, отримані в результаті досліджень деформацій, потребують контролю. У процесі робіт по спостереженню за деформаціями необхідно контролювати отримані результати за допомогою інших способів з використанням можливостей сучасних приладів та програм.

Одним, із способів, який можна використовувати для контролю визначення деформацій, є спосіб з використанням координування за допомогою GPS. Цей спосіб може використовуватися при будь-якому розташуванні профілів. Так як в режимі статики точність визначення координат вища, то зрозуміло, що буде доцільно використовувати його. Окремим питанням при цьому, є вибір пунктів вихідного обґрунтування, які на території Кривбасу, як правило, «не б’ють» між собою з різних причин.

Спосіб з використанням GPS має вищу вартість порівняно з використанням лінійних промірів та нівелювання, тому може бути рекомендованим для використання в проблемних місцях, коли доведена необхідність у цьому.

Інший спосіб, який може використовуватися для контролю, ґрунтується на використанні електронного тахеометра, що дозволяє не тільки автоматизувати процес вимірювань, а й удосконалити класичний метод спостережень.

Відомо, що використання електронного тахеометра дозволяє значно скоротити час виконання робіт по спостереженню за деформаціями та підвищити точність лінійних вимірів та визначення висот.

Використання електронного тахеометра дозволяє удосконалити традиційну методику спостережень за деформаціями шляхом використання посередніх вимірів. Виміри, виконані за допомогою електронного тахеометра, дозволяють обчислити шукані величини деформацій, які не були виміряні безпосередньо.

По реперах можуть прокладатися полігонометричні ходи, в результаті чого визначатися їхні координати.

Список літератури

1. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. – М.: Недра, 1988. – 112 с.

2. **Долгіх Л.В., Долгіх О.В.** Дослідження території зони провалля від шахти ім. Орджонікідзе // Вісник Криворізького технічного університету. - Кривий Ріг: КТУ, 2011. - Вип. 27. - С. 70-73.

3. **Федоренко П.И., Долгих А.В**. Применение новых технологий при маркшейдерском обслуживании горных предприятий // Разраб. рудн. месторожд. - .- Кривой Рог: КТУ, 2003. - Вип. 82.- С. 68-72.

4. **Долгих А.В., Долгих Л.В.** Использование нейронных сетей при исследовании земной поверхности, подработанной подземными горными работами. Сб. науч. трудов «Качество минерального сырья». Кривой Рог, 2014,: Издательство «Дионат» (ФЛ-П Чернявский Д.А.). – С. 387-392.

УДК 622.013: 622.271.33

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., Г.О. СІСТУК, студентка
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ОПТИМАЛЬНІ НОРМАТИВИ ГОТОВИХ ДО ВИДОБУВАННЯ ПРОМИСЛОВО-БАЛАНСОВИХ ЗАПАСІВ З МАСИВУ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ НА КАР'ЄРІ

Промислово-балансові запаси корисних копалин з масиву залізистих кварцитів на кар'єрі, які готові до видобування будуть оптимальними (і їх можна приймати в якості нормативу), якщо оптимальними будуть показники $Q_г=H_г$, $N=N_о$, $d=d_о$ і т. д. Відбиті від масиву готові до видобування промислово-балансові запаси повинні забезпечувати планову продуктивність кожної видобувної одиниці у кожному інтервалі між розпушеннями гірського масиву залізистих кварцитів. Продуктивність видобувної одиниці на кар'єрі коливається в широких межах відносно її середнього значення, тому нормативна величина відбитих від масиву готових до видобування промислово-балансових запасів повинна встановлюватися з резервом. Якщо коливання продуктивності *i*-ї видобувної одиниці в інтервалах між розпушеннями масиву залізистих кварцитів характеризувати величиною середнього квадратичного відхилення σ_{di}, то середню нормативну величину відбитих готових до видобування промислово-балансових запасів визначаємо як середнє.

Величина «перехідних» відбитих від масиву готових до видобування промислово-балансових запасів повинна використовуватися в якості резерву, який компенсує нерівномірність продуктивності видобувних одиниць. Тому слід приймати $q'_{I_0} = t\sigma_{di}$. Величину t можна визначити за фактичними даними роботи кар'єру. Коливання числа вибухів у розглянутому інтервалі часу T, що характеризується величиною $\sigma_к$. При розрахунках нормативів готових до видобування промислово-балансових запасів величиною $\sigma_к$ можна знехтувати, тому що вибухові роботи в кар'єрі повинні проводитися ритмічно з однаковими інтервалами часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів. Сукупність рівностей означає, що в кожному інтервалі між розпушеннями масиву залізистих кварцитів у забої *i*-ї видобувної одиниці до моменту завершення відвантаження відбитої залізорудної маси повинні бути оббурені готові до видобування промислово-балансові запаси, відповідно до продуктивності видобувної одиниці; до моменту завершення бурових робіт повинні бути зачищені і підготовлені до буріння вибухових свердловин готові до видобування промислово-балансові запаси, відповідно до обсягу залізорудної маси, відбитої за вибух і т. ін., включаючи роботи по підготовці і розкриттю промислово-балансових запасів. Величини t_{Iij}, t_{IIij},t_{IIIij} у загальному випадку не дорівнюють тривалості інтервалу часу між розпушеннями масиву залізистих кварцитів і не рівні між собою. Нерівними є і величини q_{Iij}, q_{IIij},q_{IIIij}. Ці показники можуть бути однаковими лише в ідеалізованому випадку: при рівних інтервалах часу між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів, рівномірній роботі всіх машин і устаткування.

Так, перше відношення являє собою продуктивність по відвантаженню відбитої від масиву промислово-балансових запасів d_{Iij} *i*-ї видобувної одиниці в *j*-му інтервалі між розпушеннями масиву залізистих кварцитів, друге - є добуток числа бурових верстатів *i*-ї видобувної одиниці на їхню середню продуктивність в *j*-му інтервалі між розпушеннями масиву залізистих кварцитів, тобто: d_{ij} - продуктивність *i*-ї видобувної одиниці, в *j*-му інтервалі між розпушеннями масиву залізистих кварцитів; $n_{стij}$,$n_{зij}$,$n_{вij}$, - число одиниць устаткування відповідно на буріння вибухових свердловин, підготовці готових до видобування промислово-балансових запасів до оббурювання, на роботах по підготовці і розкриттю готових до видобування промислово-балансових запасів *i*-ї видобувної одиниці в $n_{вij}$ інтервалі між розпушеннями масиву залізистих кварцитів; $d_{стij}$, $d_{зij}$ - і т. ін. - середня продуктивність одиниці обладнання по буріню вибухових свердловин по підготовці готових до видобування промислово-балансових запасів уступу до буріння і т. ін. в *j*-му інтервалі між розпушеннями масиву промислово-балансових запасів *i*-ї видобувної одиниці.

УДК 622.1: 622.831.3

Т.О. ПОДОЙНІЦИНА, ст. викладач, Т.І. РИЖАНКОВА, магістрант
ДВНЗ « Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ ПОЛОЖЕННЯ ПІДЗЕМНИХ ПОРОЖНИН ЗА ДОПОМОГОЮ ЛАЗЕРНОГО 3- D СКАНУВАННЯ

Ведення гірничих робіт у надрах землі приводить до утворення пустот, які порушують рівновагу вище лежачих гірських порід і викликають зміщення їх під дією сили тяжіння - процес зрушення гірських порід. Для оконтурення підземних порожнин використовують різні методи. Не існує універсального фізичного принципу, який міг би бути використаний, щоб виявляти підземні порожнини у всіх можливих ситуаціях - тому існує різноманітні прилади і методи, що дозволяють вирішити цю задачу в ряді конкретних випадків. Чисто фізично магнітна розвідка, гравіметрія, електророзвідка не дуже добре визначають порожнечу, так як краще підходять для пошуку «надлишку» провідності, маси, магнітної проникності, в той час як обидва види локації - геолокація і сейсмічна локація визначають порожнечу з більшою якістю. Методи 3D-сканування, є найбільш ефективними для вивчення порожнин та пустот, це:

метод «заглядання»;

спостереження «головою вниз»;

змішані прийоми в поєднанні з дистанційним запуском та управлінням сканером.

Відмінності цих методів полягають в основному в умовах спостережень з пунктів, в яких встановлюється прилад, і в способах встановлення самого скануючого приладу. Лазерне сканування, це точне й швидке вимірювання відстаней від центру приладу і двох кутів, вертикального й горизонтального, до сукупності точок навколишнього простору з обчисленням координат цих точок. Послідовність вимірювання точок простору закладена в конкретну конструкцію приладу і практично не впливає на основний результат сканування - тривимірний простір координат точок поверхні досліджуваного об'єкта. Точність отримання координат точок залежить від способу вимірювання, відстані до об'єкта, кількості стоянок приладу й акуратності зшивання сцен. Найбільш точним є так званий фазовий метод вимірювання відстаней, що дозволяє досягти субміліметрової точності сканування. Цей метод використовується в застосованому обладнанні. Зшивання окремих сканів у загальну модель вносить найбільшу похибку в підсумкову точність сканування. Ця точність обчислюється програмою обробки при отриманні підсумкових координат точок. Координати точок стояння сканера в локальній системі координат або в системі координат будь-якої проекції можуть бути отримані як звичайними геодезичними вимірами (простіше всього електронним тахеометром), так і з застосуванням систем. Якщо при скануванні використовується тільки одна стоянка приладу, то, зшивання сцен не потрібно. При цьому досягається максимальна точність отримання координат точок, яка регламентується технічними характеристиками і паспортними даними приладу для вибраного режиму роботи (швидкість і щільність сканування, зовнішні умови). При вивченні пустот хмара точок представляє складну поверхню. Поверхня необов'язково замкнена. Внутрішні предмети, які розташовані в порожнині, можуть частково екранувати повну сцену. Часто завдання вивчення порожнини полягає у додатковій координатній прив'язці до зовнішніх об'єктів. Очевидно, що для вивчення замкнутої порожнини досить сканер розмістити всередині і виконати сканування з повним сферичним оглядом. Якщо вимога детальності вивчення досягається при одній стоянці сканера, то на цьому процес вимірювань закінчується, в іншому випадку сканування проводиться з додаткових позицій, з яких прилад «бачить» всі інші деталі досліджуваної сцени, невидимі з першої позиції. Завдання істотно ускладнюється, якщо немає прямої можливості сканування з розміщенням приладу всередині пустот. У цьому випадку використовуються названі вище прийоми: «заглядання», «огляд головою вниз», а також змішані прийоми з поєднанням стандартного сканування, включаючи так званий сканерний хід всередину прихованої порожнини. Якщо змінювати зовнішнє розташування сканера, то в ряді випадків можливо охопити вивченням значну частину пустоти. За умови, що канал доступу в порожнину дозволяє перемістити сканер всередину (без оператора), можна використовувати прийом «вниз головою» і «комбінований прийом вниз головою». При цьому включення приладу, вибору режимів, контроль встановлення рівнів і керування процесом сканування виконуватися дистанційно з комп'ютера по лінії Wi-Fi. Для зшивання сцен при цьому необхідно використовувати стандартні сферичні відбивачі.) або спеціальні плоскі марки, розміщені у зовнішньому просторі.

УДК 622.235

А.А. ГУРИН, д-р техн. наук, проф., В.И. ШЕВЧЕНКО, магистрант
ГВУЗ «Криворожский национальний университет», Украина

ВЛИЯНИЕ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ПРОМЕЖУТКА В СКВАЖИННОМ ЗАРЯДЕ НА БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЗРЫВА

Для повышения эффективности взрывной отбойки горной массы в карьерах, снижения стоимости буровзрывных работ и уменьшения количества выбрасываемых в атмосферу вредных газов и пыли многими авторами разработаны различные конструкции скважинных зарядов ВВ. Известны конструкции скважинных зарядов с одним или несколькими инертными промежутками, включение которых в колонку заряда направлено на перераспределение энергии взрыва с целью улучшения качества дробления, снижения выхода негабарита и уменьшения расхода ВВ. В качестве материала для создания таких промежутков может использоваться вода, как находящаяся непосредственно в скважинах, так и помещаемая в специальные оболочки. В этом случае будет иметь место эффект гидроудара. Это актуально для современного состояния горных работ в карьерах Кривбасса, где в настоящее время до 80% пробуренных скважин обводнены при высоте уровня воды в них до 5-8 м.

Механизм разрушения при гидровзрывании (взрыв заряда в водной среде) может быть представлен следующим образом. В результате действия продуктов детонации, имеющих в начальной стадии расширения весьма высокое давление, порода в области, находящейся в непосредственной близости от заряда ВВ, разрушается, растрескивается и частично отделяется от массива. Кроме непосредственного действия продуктов взрыва при их расширении на забой скважины, существенная роль принадлежит ударной волне, образующейся в жидкости при взрыве, поскольку давление на фронте ударной волны в воде во много раз выше, чем давление на фронте ударной волны в воздухе.

Известно, что взрывные скважины в карьере бурят с перебуром, величина которого в зависимости от физико-механических свойств пород находится в пределах 1–3 м. Это необходимо для качественной проработки подошвы уступа, обеспечения ее проектного уровня и аккумуляции просыпей породы и бурового шлама. В известных конструкциях скважинных зарядов для обводненных скважин перебур заполняется в зависимости от конкретных условий дорогими водоустойчивыми ВВ или неводоустойчивыми ВВ типа граммонит 79/21 в полиэтиленовые рукава. Авторами предложено не заполнять полностью перебур обводненных скважин ВВ, используя для разрушения пород энергию гидроударной волны, возникающую при взрыве заряда ВВ. Водяной промежуток создается путем предварительного размещения в донной части обводненной скважины подставки под ВВ, выполненной из деревянных кругов диаметром 220 мм, насаженных на стержень длиной 1-1,5 м.

Промышленные испытания предлагаемой конструкции заряда проводились на карьерах ПАО ИнГОК, ПАО СевГОК, ПАО ЦГОК в породах крепостью f=4–17, при этом использовались ВВ типа граммонит 79/21, ГЛТ-20, тротил. При этом установлено, что во всех опытных взрывах уровень подошвы уступа не был завышен против проектных значений. Выход негабарита на участках с экспериментальными скважинами и проектными был одинаковый. Однако в блоках, обуренных вертикальными скважинами, в скважинах первого ряда, где линия сопротивления по подошве достигает 15 м и более, предлагаемую конструкцию заряда применять не рекомендуется. Процесс зарядки скважин ВВ не прерывается, так как установка устройств для образования водного промежутка в перебуре может производиться путем сбрасывания устройства в скважину до ее заряжания. Высота гидравлического промежутка в перебуре не должна превышать высоту перебура. Расход ВВ в экспериментальных скважинах был уменьшен на 10-15% по сравнения с проектными скважинами, выбросы вредных газов также уменьшились на 10-15%, таким образом решается две основные задачи: повышение полезного действия взрыва на дробление пород и снижение пылегазовых выбросов

UDC 622.8: 614.8, 622.1: 550.8

Z. MOTYKA, Doctor of Science, assistant professor, Główny Instytut Górnictwa, Poland

LDV FOR DETERMINING THE MINING DAMS AND ROCKMASS STRESS-STRAIN STATE BY MEANS OF FORCED ACOUSTIC EMISSION

The scanning Laser Doppler Vibrometry (LDV) applications for verification of the stress-strain state of rockmass and some underground constructions, such as water or fire dams, and dams used for separation of areas of underground coal gasification are considered. The forced vibrations and acoustic emission will be considered for a dam model being the thick plate with rigid boundary conditions to determine its modal characteristics and calculate an acoustical emission associated with its surface vibrations, as well as for o model of rockmass face. The experimental adjustment of obtained data will be also provided. LDV introductory underground measurements were already performed in GIG in two different series separated by considerable amount of time of one month period, on Oct 24th and Nov 22nd, 2016, for underground mining dam of experimental setup for coal underground gasification in Experimental Mine "Barbara". The repeated measurements enable assessment and determination of the principal vibration parameters of the dam construction and their changes in time, as well as the characteristics of the forced acoustic emission for this object. Additionally, in meantime an artificial detonation behind the dam was used to verify its strength, which changed its internal structure causing this structure significant fracturing. Analysis of acoustical reaction of such artificial underground thick plate barriers is possible after *in situ* measurements, performed, e.g., with the use of Laser Doppler Vibrometer while applying a stoichiometric hummer for inducing the forced vibrations. The surface of the representative part of the dam was divided into the rectangular lattice of elementary squares. *In situ* measurements of low frequency vibration amplitude for the nodes of this lattice were performed with the use of PSV-400 Laser Vibrometer. From the amplitude distributions of the surface vibrations obtained from LDV measurements, the digital calculations are possible of sound intensity and acoustical pressure in selected points nearby such surface. To perform this task, the modified hybrid method is proponed.

The use of this technique to analyze the stress state of the rockmass may occur to be very promising, when applied to vibrational characteristics of a mining face as well as the roof, floor and walls of mining workings. Usually, the geophones are used for determining the rockmass acoustic emission, and drawing conclusion of developing the critical stress-strain state within the rockmass interior. However, LDV vibration testing of rockmass underground bare surface can provide data for acoustical emission from this surface into the free space of mining working. This data, while correlated with other control measurements (e.g., of test samples strength and boreholes tensometer tensile testing), can give necessary information on emitted from the working walls sound in the form of natural or forced acoustic emission.

The specific sound frequency characteristics, dependent on increasing internal pressure within the rockmass, and measured with a stationary microphone in a defined point of the space of working, may enable earlier alarming on developing of excessive stress within the rockmass, which could lead in consequence to danger rockbursts. The occasional, regular forced emission can be obtained by applying a stoichiometric hummerring to defined benchmarks within rockmass surface by a mining surveyor specialists without necessity of using LDV for determining the full vibration-acoustic picture, used only at the initial stage to assess the acoustic general reaction of the rockmass surface, and enabling prediction of critical natural or forced acoustic emission parameters.

List of references

1. **Kompała J., Motyka Z., Szade A., Swider J.**: The method of mapping of acoustic field, emitted by sources of sound in the environment, with implementation of the MEMS IMU unit and laser devices. Measurement Automation Monitoring, No 3, 2015, pp. 68-71.

2. **Motyka Z.**: Laser Method of Acoustical Emission Control from Vibrating Surfaces. Proc. SPIE, No 01, 2013. DOI:10.1117/12.2011138

3. **Passia H., Staniek A., Szade A., Motyka Z., Bochenek W., Bartmanski C.**: Comparative studies of principal vibration parameters of a building using an LDV, laser tilt and vibration sensors, and piezoelectric accelerometers. Proc. SPIE, No 6, 2008. DOI:10.1117/12.803001

УДК 622

В.М. РЯСНИЙ, канд. техн. наук, завідувач лабораторії НДІБПГ ДВНЗ «КНУ»

ІННОВАЦІЙНО-ІНВЕСТИЦІЙНІ РОЗРОБКИ СПЕЦІАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ПІДВИЩЕННЯ РІВНЯ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ ГІРНИКІВ ТА ПРОТИАВАРІЙНОГО ЗАХИСТУ ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Видобуток корисних копалин підземним та відкритим способами залишається джерелом значної кількості аварій та аварійних ситуацій, а також нещасних випадків, які призводять до значних матеріальних збитків та травмування, в тому числі зі смертельними наслідками, працюючого персоналу.

Найбільш потенційно небезпечними виробничими процесами являються проходка гірничих виробок, випуск руди із очисних блоків, експлуатація шахтного (електровозного та самохідного нерейкового), залізничного та автомобільного транспорту.

Об'єктами та напрямками, що потребують підвищеної уваги, були і залишаються вертикальні та похилі стволи, підйомні комплекси, протиаварійний, в тому числі протипожежний, захист гірничорудних підприємств.

Незважаючи на стан науки в цілому у державі, НДІБПГ КНУ разом з співвиконавцями та виробничниками все ж вдалося вирішити ряд дуже важливих питань, потрібних виробництву, запропонувати нові технічні рішення в області оптимізації та підвищення безпеки виробничих процесів, протиаварійного та протипожежного захисту підприємств.

Були розроблені конструкції та пройшли успішні державні приймальні випробування:

монорейкових прохідницьких комплексів КП-1 та КП-2 з параметрами спуско-підйомних операцій від 100 до 160м, що забезпечують одночасно підвищення продуктивності праці прохідників в 2,5 рази. Серійне виробництво комплексів освоєно ремонтно-механічним заводом ДП «СхідГЗК» (м. Жовті Води);

малогабаритного монорейкового гірничорятувального підйомника ПГР-350 та універсальної гірничорятувальної лебідки «ЛГРУ-100РВМ» з параметрами спуско-підйомних операцій відповідно до 160 та 100 м , серійне виготовлення яких освоєно ТОВ «Техномаш» (м. Жовті Води);

принципово нового комплекса обладнання для проходки короткометражних (на висоту до 20м) підняттєвих гірничих виробок різного призначення (рудозвалювальних, вентиляційних, матеріально-ходових) «КОПП-20РВМ» та на його базі армувального комплекса для швидкого зведення тимчасового ходового каналу у підняттєвих гірничих виробках на висоту до 100 м «ХІД-100РВМ», серійне виготовлення яких освоєно ТОВ «Технотрон» (м. Жовті Води).

На шахтах ім. Артема ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» та ім. Орджонікідзе ПАТ «ЦГЗК» були проведені випробування дослідних зразків розробленої ТОВ «Інтерінком» (м.Дніпропетровськ) за участю НДІБПГ КНУ системи радіотелефонного сповіщення гірників про можливі аварії чи аварійні ситуації в шахтах «Весна-Ш1».

Для нормалізації санітарно-гігієнічних умов та підвищення рівня безпеки праці гірників, з метою підвищення рівня протипожежного захисту підприємств, інститутом опрацьовані спеціальні засоби ежекторного провітрювання гірничих виробок, спеціальні пункти аварійного повітрозабезпечення, а також комплекс засобів (в тому числі автоматичного) водо-пінно-порошкового пожежогасіння. В теперішній час інститутом разом з підприємством-співвиконавцем ВП «Автоматика та машинобудування» (м. Жовті Води) ДП «НАЕК «Енергоатом» проводяться завершальні роботи, пов'язані з впровадженням мобільної підйомної установки для ліквідації аварій та порятунку людей у вертикальних стволах шахт на глибину до 1500м МАСПУ-1,5/1500 та комплекса спеціального обладнання для телевізійної інспекції шахтних вентиляційних стволів, неоснащених механізованими підйомами, МКТС-0,5/1500 з можливістю його використання в аварійних ситуаціях. Організація заводського виготовлення, а значить масове впровадження розробленого обладнання, засобів нормалізації умов праці та захисту в аварійних ситуаціях, дозволить суттєво підвищити рівень безпеки праці гірників, оперативність та ефективність дій гірничорятувальної служби, а також рівень протиаварійного (в тому числі протипожежного) захисту самих гірничорудних підприємств.

УДК 622.4.012

С.Г. ГЕНДЛЕР, д-р техн. наук, проф., кафедра безопасности производств,
Е.С. ШИПИКА, аспирант кафедры безопасности производств,
Горный университет, г. Санкт-Петербург, Россия

ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИРОДНЫХ ИСТОЧНИКОВ ЭНЕРГИИ ДЛЯ ПОДОГРЕВА НАРУЖНОГО ВОЗДУХА В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Характерными особенностями современного горного производства являются огромные масштабы добычи полезного ископаемого, как в целом, так и по отдельной шахте или руднику. Формирование теплового режима горных выработок шахт и рудников происходит под влиянием источников тепла, действующих на рудничный воздух, термодинамические параметры, которые при этом существенно изменяются. Тепловые природные энергоресурсы сосредоточены в солнечном излучении и его части, аккумулированной в гелиотермозоне и поверхностном слое гидросферы и литосфере. Снижение всех видов затрат для подогрева воздуха на горнодобывающих предприятиях связано с переходом к энергетическим и ресурсосберегающим системам регулирования теплового режима, в основе которых лежит широкое вовлечение в процессе регулирования природных энергетических ресурсов [1].

Переход на альтернативные источники энергии связан с истощением запасов нефти, природного газа и угля, а также необходимостью снижения экологической нагрузки на окружающую среду.

Одним из путей решения этой проблемы является замена традиционных видов органического топлива возобновляемыми природными источниками энергии, в частности солнечной энергии, энергией ветра, тепловой энергией аккумулированной в гелиотермозоне, гидросфере (морская, речная и озерная вода) и литосфере (геотермальная энергия).

Наиболее технически доступными природными источниками энергии в угольных шахтах следует считать горные породы и шахтную воду. При температуре пород и шахтной воды на современных глубинах добычи угля, составляющей 12-18 °С, возможно применение следующих схем интеграции теплоты горных пород и шахтной воды в системы подогрева воздуха. Эти схемы характеризуются различными способами: транспортировки энергии к месту ее предполагаемого использования, хранения энергии в течение необходимого периода времени, передаче теплоты от теплоносителя к поступающему наружному воздуху.

Рост эффективности процесса подогрева наружного воздуха возможен в случае повышения температурного потенциала извлекаемого теплоносителя до 40-50 °С, что может быть достигнуто за счет использования тепловых насосов.

Положительный опыт их применения, в различных областях промышленности, в том числе в горнодобывающей промышленности подтверждает возможность использования тепловых насосов в системах подогрева шахтного воздуха.

Применение теплонасосных установок, позволяющих трансформировать низкотемпературную возобновляемую природную энергию и вторичную низкопотенциальную теплоту до более высоких температур, пригодных для теплоснабжения, является современным и одним из наиболее эффективных способов экономии органического топлива в системах теплоснабжения [2].

Использование природных источников энергии для подогрева воздуха может осуществляться с предварительным аккумулированием теплоты в специально созданных резервуарах (водоносные пласты, трещинные зоны, отработанные горные выработки), так называемых подземных аккумуляторов тепловой энергии - ПАТЭ.

Это дает возможность более рационально использовать имеющиеся энергетические ресурсы в течение годового цикла и нивелировать проблему дефицита энергии, например при аномально низкой температуре атмосферного воздуха, или в периоды ее максимального потребления.

Список литературы

1. **Шувалов Ю.В.** Регулирование теплового режима шахт и рудников Севера. Изд. ЛГУ, 1988. 192 с.
2. **Закиров Д.Г.** Энергосбережение. Пермь: Книга, 2000.

УДК 331.461

О.Є. КРУЖИЛКО, д-р техн. наук, О.В. БОГДАНОВА, ДУ «ННДІПБОП»;
О.І. ПОЛУКАРОВ, канд. техн. наук, доц., НТУУ «КПІ»

МЕТОДИЧНІ ЗАСАДИ ПЛАНУВАННЯ ЗАХОДІВ ЗІ ЗНИЖЕННЯ РІВНЯ ВИРОБНИЧОГО РИЗИКУ

В умовах сьогодення інтенсифікується процес адаптації законодавства України до європейського і міжнародного законодавства. Разом з тим посилюється використання в Україні світового досвіду й поглиблення міжнародного співробітництва в сфері охорони праці, результатом чого має стати підвищення рівня безпеки праці, промислової безпеки, запобігання аваріям та нещасним випадкам на виробництві, посилення профілактики виробничого травматизму та професійної захворюваності. Необхідним інструментом для відповіді на сучасні виклики інтеграції України з ЄС і для підвищення результативності дій суб'єктів господарювання щодо запобігання травматизму є впровадження системи управління охороною праці, закріплене статтею 13 Закону України «Про охорону праці». Однак, практичний інструментарій впровадження є недостатньо розвиненим, насамперед, це стосується оцінювання ризиків - основи для побудови сучасних систем управління охороною праці. Актуальність впровадження ризик-орієнтованого підходу зростає, особливо зважаючи на високий рівень виробничого травматизму в Україні.

Удосконалення методичних підходів до оцінювання виробничого ризику, як багатокомпонентної системи, є важливим завданням, вирішення якого при практичному застосуванні дозволить забезпечити адекватність обраних методів оцінювання наявним ризикам та вимогам міжнародних актів. Часто на підприємствах використовують спрощені моделі оцінювання, мало враховується специфіка виробництв, досвід і надбання системи державного управління охороною праці, а зв'язок між результатами оцінки ризику і подальшими управлінськими рішеннями належно не прослідковується, що негативним чином впливає на результативність систем управління охороною праці.

За результатами узагальнення теоретичних та практичних досліджень оцінювання виробничих ризиків, встановлено, що стандартний матричний метод та його модифікації не можуть забезпечити адекватність процесу оцінки ризиків наявним небезпечним факторам через високий рівень суб'єктивізму. Запроваджено критерії відповідності оцінки ризиків множині умов, насамперед, вимогам міжнародних стандартів у сфері управління гігієною та безпекою праці. Для практичного використання на промислових підприємствах описаний алгоритм вибору методів оцінювання виробничого ризику з використанням критеріїв відповідності множині умов [1]. Враховуючи значення провідних показників (наприклад, охоплення робочих процесів оцінкою ризиків, навчання персоналу, виконання заходів із зниження виробничих ризиків), можна забезпечити високу результативність за керованими показниками, насамперед, за показниками травматизму [2].

При плануванні заходів зі зниження виробничого ризику необхідно використовувати об'єктивну ризик-значущу інформацію, методи оцінювання ризиків настання травматичних подій, математичну модель прийняття управлінських рішень та експертні оцінки за встановленими критеріями обрання заходів із зниження ризиків.

Отже,обґрунтоване планування управлінських рішень зі зниження виробничого ризику полягає у обранні відповідних заходів на основі результатів оцінювання виробничих ризиків настання травматичних подій, застосуванні методів експертних оцінок та моделей прийняття управлінських рішень. Такий підхід забезпечує зв'язок профілактичних заходів у сфері охорони праці із результатами оцінки ризику та зниження суб'єктивізму при прийнятті управлінських рішень.

Список літератури

1. **Кружилко О.Є.** Алгоритм вибору методів та визначення результативності оцінки ризику / **Кружилко О.Є., Богданова О. В.** // Вісник КрНУ, 2016. – Вип. 2 (97), ч. 1. – С. 76-81.

2. **Кружилко О.Є.** Застосування провідних та керованих індикаторів для визначення результативності оцінки ризику / **Кружилко О.Є., Богданова О. В.** // Зб. наук. праць «Проблеми охорони праці в Україні», 2015. – Вип. 30 – С. 99-109.

УДК 622.411.33

С.П. МИНЕЕВ, д-р техн. наук, проф., В.Н. КОЧЕРГА, А.С. ЯНЖУЛА, инженеры,
Институт геотехнической механики НАН Украины, Украина

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ПРИ ВЫСОКИХ СКОРОСТЯХ ПОДВИГАНИЯ ЗАБОЯ

Высокопроизводительная выемочная техника, используемая на угольных шахтах Украины, позволяет осуществлять добычу угля с нагрузкой до 10 тыс. т/сут и скоростью подвигания очистного забоя более 6-7 м/сут. На газовых шахтах достижение такой интенсивности добычи угля сдерживается высоким метановыделением, которое при среднесуточной добыче 2-8 тыс. т составляет 25-60 $м^3$/мин. Для снижения метановыделения в горные выработки на шахтах применяются различные способы дегазации. Высокие скорости подвигания очистного забоя достигаются при столбовых системах разработки, а газовая безопасность обеспечивается применением высокоэффективной дегазации в условиях двух принципиально различных схем проветривания (схемы типа 2-В (3-В) и типа 1-М) и нескольких их вариантов [1,2].

Дегазация разрабатываемого угольного пласта, предварительная и текущая, на шахтах Донбасса не применяется из-за малой эффективности, обусловленной низкой природной проницаемостью угольных пластов. В то же время разработаны и широко используются на шахтах эффективные способы дегазации подработанных и надработанных угольных пластов, пород и выработанного пространства. Их применение позволяет снизить метановыделение из выработанного пространства в выработки на 70-95 % и за счет этого обеспечить высокую скорость подвигания очистного забоя. В таких случаях основным сдерживающим фактором в повышении добычи является метановыделение из очистного забоя и отбитого угля. Особенно это заметно на пластах малой мощности (до 1,3 м), где максимальный расход воздуха по лаве ограничен площадью поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки.

Экспериментальные исследования, проведенные на выемочных участках «Шахтоуправления «Покровское» и шахты «Краснолиманская», проветриваемых по схеме типа 1-М, показали, что высокоэффективная комплексная дегазация выработанного пространства (70-95%) позволяет обеспечить скорость подвигания очистного забоя более 6 м/сут на пластах мощностью более 1,5 м. Повышение интенсивности отработки угольных пластов сопровождается увеличением метанообильности выемочных участков и снижением в их газовом балансе доли метановыделения в очистную выработку. Было установлено, что на первых 20 м за очистным забоем в исходящую вентиляционную струю через каналы (окна), устраиваемые в охранной полосе, поступает 53-74 % метана, выделяющегося из выработанного пространства в вентиляционную выработку. За счет этого расход метана в вентиляционной выработке на расстоянии 20 м от очистного забоя существенно (в 1,7-3,5 раза) превышает расход метана в лаве на расстоянии 10-15 м от выхода из нее.

В связи с этим максимально допустимые нагрузки на очистной забой по газовому фактору, рассчитанные по «Руководству …» [1], существенно меньше, чем фактически достигнутые при схемах с подсвежением и высокоэффективной дегазацией. В результате была предложена методика расчета максимально допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору с учетом дегазации кровли и почвы скважинами для выемочных участков, проветриваемых по схемам с подсвежением. Высокая эффективность дегазации кровли достигнута за счет оптимальных параметров бурения скважин, качественной герметизации их устьев и использования высокопроизводительной дегазационной системы.

Таким образом, было установлено, что применение высокоэффективной дегазации позволяет существенно увеличить скорость подвигания очистного забоя и при этом обеспечить газовую безопасность выемочного участка, а увеличение скорости подвигания забоя приводит к повышению общего дебита метана, выделяющегося в пределах выемочного участка в горные выработки и дегазационные скважины. По результатам исследований разработан проект «Правил определения максимально допустимой нагрузки на высокопродуктивный очистной забой с учетом фактического метановыделения и достигнутой эффективности дегазации».

Список литературы

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт: НПАОП 10.0-7.08-93. - К.: 1994.- 312с.

2. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации: СОУ 10.1.00174088.001-2004. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 167с.

УДК 622.271.012: 504

В.Г. НАЛИВАЙКО, канд.техн.наук, В.И. ЧЕПУРНОЙ, С.И. ЛЯШ,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К ВОПРОСУ СОКРАЩЕНИЯ ЗОН ПОВЫШЕННОЙ ЗАГАЗОВАННОСТИ ВОЗДУШНОЙ СРЕДЫ В КАРЬЕРАХ

Воздушная среда в карьерах представляет собой смесь из атмосферного воздуха и вредных примесей техногенного или природного происхождения. Поступление пыли и газов в воздушную среду карьеров определяется комплексом неуправляемых и управляемых факторов. К главным неуправляемым факторам относятся климатические условия, ветровой и термический режимы карьера, горно-геологическая характеристика месторождения, а к управляемым – технология, техника и организация горного производства.

Причиной повышенного, но, как правило, кратковременного загрязнения воздушной среды карьеров являются взрывные работы. Газопылевое облако при мощном массовом взрыве выбрасывает на высоту 150-250 м. Объем облака составляет 15-20 млн.м^3, а концентрация пыли достигает в нем 4000 мг/м^3.

При массовых взрывах выделяются также значительные объемы ядовитых газов – в основном окись углерода и окислы азота. Количество выделяемых газов зависит от типа ВВ, физико-механических и химических свойств взрываемых пород.

Интенсивным и постоянно действующим источником загрязнения воздушной среды в карьерах является автотранспорт. В выхлопных газах содержится более 200 различных веществ. Наиболее опасна сажа, которая адсорбирует канцерогенные и другие токсичные вещества.

При естественном воздухообмене управление воздушной средой карьеров осуществляется за счет природных процессов. Применяемые мероприятия обеспечивают лишь частичное сокращение выбросов в окружающую среду. При отсутствии осадков, выделяющиеся вредные примеси интенсивно загрязняют воздушную среду.

Проветривание выработанного пространства карьеров ветровыми потоками может быть не эффективным с учетом перспективы отработки нижних горизонтов карьеров.

Поэтому необходимы дополнительные источники интенсификации проветривания нижних горизонтов карьеров. Это обеспечит поддержку нормального состояния воздушной среды карьеров. Особенно это важно при неблагоприятных погодных условиях, когда происходит усугубление экологической ситуации, а в соответствии с требованиями ЕПБ возникает необходимость прекращения производства горных работ.

Одним из средств по сокращению зон повышенной загазованности воздушной среды карьеров является установка импульсного мелкодисперсного орошения УСТИМОР, разработанная НИГРИ ГВУЗ «КНУ». Установка УСТИМОР использует безмашинное преобразование энергии. Вода в атмосферу вытесняется расширяющимися газами, образующимися при сжигании в водовоздушнонапорном аппарате сжатой топливной смеси. Высокие давления выплеска получаются при сравнительно низких затратах энергии (0,26-0,3 г бензина на литр воды).

Данная установка была испытана на полигоне института ВНИИБТГ и получила высокие оценки специалистов.

Дальность полета струи составила 150-180 м. При этом дисперсность водного аэрозоля была в пределах 50-250 мкм, что является наиболее приемлемым для применения в качестве формирования воздушных потоков как нисходящих, так и восходящих. Кроме этого, мелкодисперсный аэрозоль взаимодействует с витающей в карьере пылью и вступает в реакцию по нейтрализации вредных газов, что приводит к нормализации воздушной среды карьера и сокращает уровень вредных выбросов в окружающую атмосферу. С этой установкой легко создавать внутрикарьерные термики, а также искусственные инверсионные заграждения, при формировании запирающего слоя.

Установку УСТИМОР можно использовать при аварийных выбросах с целью локализации источника загрязнения. Сфера использования установки может быть расширена в зависимости от поставленных задач и разработанных методов их осуществления

УДК 658.3: 622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, И.П. ПОДОЙНИЦЫН, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых характеризуется изъятием из нужд народного хозяйства значительных земельных площадей для ведения горных работ. Кроме того, при добыче полезных ископаемых происходит интенсивное загрязнение окружающей среды из-за поступления минеральной пыли и газов в процессе взрывного разрушения пород, погрузки, транспортировки и выгрузки их на приёмных пунктах или отвалах, разрушения дорожного полотна при движении по нему транспортных машин, эрозии поверхности отвалов, откосов, бортов и уступов карьеров. Все эти негативные последствия производства открытых горных работ создают экологическую опасность, снижение которой возможно при соответствующем управлении этими процессами. При высокой концентрации промышленных объектов, по оперативным данным предприятий города выбросы загрязняющих веществ в атмосферу в I полугодии 2016 года составили 171,1 тыс. тонн. Значительная часть, около 20 тыс.т., выбросов загрязненных веществ в атмосферу относиться к процессам открытой разработки. В связи с этим возникает необходимость в усовершенствовании методов управления экологической безопасностью при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, особенно в части принятия решений по предотвращению негативных последствий ведения открытых горных работ.

В эпоху информационных технологий, наиболее перспективным способом прогнозирования и оценки воздействия на окружающую среду большого количества разнообразных источников выбросов является проведение вариантных расчетов с помощью имитационных (интерактивных) компьютерных систем, основывающихся на методе математического моделирования аналогов реальных природных и технологических процессов. Для этого необходимо дальнейшее совершенствование математического описания процесса образования и выделения загрязняющих веществ в атмосферу от различных техногенных источников. Методы математического и имитационного моделирования (ММ и ИМ) помогают прогнозировать санитарное состояние окружающей среды, разрабатывать оптимальные мероприятия по оздоровлению воздушного бассейна. Математическое моделирование предполагает наличие достоверных данных о метеорологических особенностях и параметрах выбросов. Применимость моделей к реальным условиям проверяется по данным сетевых или специально организованных наблюдений.

Мониторинг состава атмосферы и прогнозирование его изменений являются одним из важнейших условий устойчивого развития региона. Чтобы обеспечить эффективную оценку и прогноз, мониторинг должен включать наблюдения за источниками загрязнения, загрязнением природной среды и следствиями от этого загрязнения.

Мониторинг дает необходимую информацию для решения фундаментальных научных проблем, связанных с изучением и прогнозированием о трансграничном переносе загрязнений и устойчивых органических загрязнениях и целом. Автоматизированная система наблюдений и контроля окружающей среды (АНКОС-АГ) была разработана для автоматизированного сбора, обработки и передачи полученной информации о степени загрязнения воздуха. На основе этой системы осуществлены технические возможности определения, передачи и хранения информации о загрязнении атмосферного воздуха.

Ориентация технологии открытых горных работ на применение высокопроизводительных буровых, погрузочных, транспортных средств, а также использование при массовых взрывах больших количеств взрывчатых веществ приводят к увеличению выбросов в атмосферный воздух вредных веществ. Это указывает на необходимость проведения исследований, направленных на дальнейшее совершенствование существующих и разработке новых организационно-технических мероприятий по обеспечению экологической безопасности горнодобывающего региона.

УДК 622.28.04

О.Е. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., А.К. ГАЦЬКИЙ, канд. техн. наук, доц., І.А.ГАЦЬКИЙ студент, Криворізький національний університет

ЗАПОБІЖНЕ ПЕРЕСУВНЕ КРІПЛЕННЯ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

При проходженні капітальних горизонтальних гірничих виробок в теперішній час спостерігається відставання кріплення від погруддя вибою. В окремих випадках відставання сягає 15-20 метрів і більше, що значно знижує безпеку ведення гірничих робіт таких як буріння, прибирання породи, кріплення та інші.

Часто немає можливості будувати постійне бетонне або металеве кріплення, послідовно за проведенням вибою. В цьому випадку в при вибійному просторі з метою безпечного ведення робіт встановлюється тимчасове кріплення. Дане кріплення будують в при вибійному просторі на дільниці до 3 метрів від погруддя вибою, після підривання шпурів та провітрювання. Запобіжне пересувне кріплення використовують для підтримки порід крівлі і боків виробки до часу будівництва постійного капітального кріплення.

Відомі конструкції запобіжних кріплень, які застосовуються на гірничих підприємствах мають складне обладнання, використовуються тільки для виробок певного перерізу та не мають захисту працюючих від падіння породи з боків виробки, є нерухомим та потребують пересування за допомогою транспортних засобів, наприклад електровозу або породонавантажувальної машини тощо. Такі недоліки знижують захисну здатність та вимагають збільшення енерговитрат, що може призвести до травмування [1].

Запобіжне пересувне кріплення функціонує наступним чином. Секції несучих рам з'єднаних між собою планками, зверху і з боків перекриті відпрацьованою конвеєрною стрічкою і закріплені болтами на платформі, яка установлена на передній і задній колісних парах і відповідно.

На платформі обладнано двигун з пневматичним приводом, що підключений гнучким шлангом до магістралі стисненого повітря. Змінення частоти оборотів вала двигуна, кінець якого виконано за формою черв'яка, що з'єднаний із зубчастою шестернею, здійснюється за допомогою рукоятки. Зубчаста шестерня закріплена на вісі колісної пари за допомогою шпоночного з'єднання.

Пересувне кріплення має рульове управління, яке складається з рульового колеса і зубчастої передачі з внутрішнім зчепленням. Редуктор, в свою чергу, складається з ведучого зубчастого колеса, яке має шпоночне з'єднання з віссю рульового колеса, і веденого зубчатого колеса, яке жорстко закріплене на вісі передньої колісної пари.

Обертання ведучого зубчастого колеса здійснюється за допомогою рульового колеса, а завдяки внутрішнього зчеплення з веденим зубчатим колесом, призводить до його обертання в системі зубчастої передачі.

Оскільки редуктор жорстко закріплений на вісі передньої колісної пари, тому його обертання призводить до повороту цієї колісної пари.

Платформа обладнана кріслом машиніста, з якого зручно здійснювати управління за допомогою рульового колеса, а також переключати швидкість його руху рукояткою.

Вхідний патрубок двигуна з'єднаний з магістраллю стисненого повітря за допомогою гнучкого шланга, що дає можливість самостійного пересування по виробці.

Запобіжне пересувне кріплення розташовується безпосередньо в вибою виробки, яка проходиться, що забезпечує захист працюючих від падіння кусків гірської породи, при веденні технологічних процесів.

Використання запропонованого пересувного кріплення забезпечує підвищення безпеки працюючих при проведенні гірничих виробок, а також досягається зниження енерговитрат за рахунок самостійного руху та відсутність необхідності застосування допоміжного транспортного засобу для його пересування.

Список літератури

1. **Гиленко В.А., Федотов В.Н., Цветков В.К**. Способы и средства возведення временной крепи в подземных горизонтальних выработках. – М., 1989. – 28 с.

УДК 331.45

О.Г. ЛЕВЧЕНКО, д-р. техн. наук, проф., О.С. ІЛЬЧУК, асистент
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

ПРОБЛЕМИ ВИРОБНИЧОГО ТРАВМАТИЗМУ В ГАЛУЗІ МАШИНОБУДУВАННЯ

Виробничий травматизм давно став актуальною проблемою в усіх країнах світу, у тому числі й в Україні. За даними Міжнародного бюро праці щорічно у світі реєструється приблизно 270 млн нещасних випадків, пов’язаних з трудовою діяльністю людини, і 160 млн професійних захворювань, гине більше 2,2 млн робітників, з них 25% від впливу шкідливих і небезпечних речовин, ці жертви перевищують кількість жертв дорожньо-транспортних пригод (1 млн), воєнних конфліктів (502 тис.), насильства (536 тис.).

За даними Всесвітньої Організації Охорони здоров'я, смертність від нещасних випадків у наш час займає третє місце після серцево-судинних і онкологічних захворювань. В Україні рівень виробничого травматизму в 3-4 рази більший, ніж в інших промислово розвинених країнах Європи. Важливо також звернути увагу на приховування фактів про виробничий травматизм. Багато роботодавців сьогодні зацікавлені в цьому не тільки через адміністративну, але й більшою мірою кримінальну відповідальність. Тому посадові особи свідомо йдуть на порушення закону, тим самим спотворюючи статистику.

Узагальнення та аналіз оперативних даних за звітами органів Держпраці про стан безпеки праці на виробництві України свідчить про те, що однією з найбільш травмонебезпечних галузях економіки є машинобудування. Машинобудівна промисловість є фундаментом економічного потенціалу країни. Від рівня ефективності діяльності підприємств машинобудівної галузі залежить стан соціально-економічного розвитку країни в цілому.

Враховуючи, що останніми роками спостерігається погіршення статистичної картини травматизму на підприємствах машинобудування, виникає потреба в поглибленому дослідженні особливостей травматизму в галузі з метою удосконалення методик прогнозу та розроблення заходів Аналіз динаміки виробничого травматизму в галузі машинобудування свідчить, що у нашій країні протягом 2012-2015 років виробничий травматизм мав тенденцію до зниження за загальною кількістю травмованих, але рівень летального травматизму збільшився. На жаль, зниження травматизму пов'язане зі зменшенням чисельності працівників, зайнятих у виробництві. Про це говорять наступні цифри: в умовах, що не відповідають санітарно-гігієнічним нормам, працює зараз більш 3,4 млн чоловік; забезпечення засобами індивідуального захисту складає 40-50 %; 850 тис. машин, механізмів, транспортних засобів не відповідають вимогам безпеки; 9-10 тис. виробничих будинків і споруджень знаходяться в аварійному стані. Необхідно зазначити, що найбільший вклад у причини виникнення нещасного випадку на виробництві щонайменше у 21,1 % випадках є порушення працівниками трудової і виробничої дисципліни, вимог нормативних актів про охорону праці. Одночасно це свідчить про те, що окремі власники підприємств або уповноважені ними органи не в змозі правильно організувати працю працівників, створювати умови для зростання продуктивності праці, забезпечити трудову і виробничу дисципліну та неухильно дотримуватись законодавства про працю і вимог з охорони праці, як цього вимагає стаття 141 Кодексу Законів про працю.

Основна причина стану безпеки, що погіршується, і охорони праці в Україні – несприятлива економічна ситуація, що ускладнює рішення цілого ряду конкретних проблем (вкрай повільна заміна морально і фізично застарілого устаткування, повсюдне скорочення чи повне припинення фінансування і матеріально-технічного забезпечення заходів з безпеки виробництва й охороні праці на всіх рівнях керування). Запобігання ризикам і пропаганда безпеки і здоров'я праці сприяє благополуччю та здоров'ю працівників, покращує продуктивність і конкурентоспроможність окремо взятої компанії.

Звіт Європейського агентства з безпеки і гігієни праці про соціально-економічні витрати виробництва, пов'язані з охороною праці і нещасними випадками, показав, що 1 євро, вкладений в профілактику травматизму, повертає компанії від 1,29 до 2,89 євро.

Отже, інвестування в здоров'я та безпеку на робочому місці вигідно роботодавцям та працівникам.

УДК 331.472: 658.112.2

О.В. ПИЩИКОВА, канд. техн. наук, доц., Ю.О. ТОВСТУХА, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОФЕСІЙНІ ЗАХВОРЮВАННЯ ПРАЦІВНИКІВ ОФІСІВ ПРОМИСЛОВИХ ПІДПРИЄМСТВ

Згідно конституційного положення, в Україні закріплюється не лише право на працю, але й право на належні, безпечні і здорові умови праці, адже порушення цих умов призводить до виникнення професійних захворювань у працівників та, як наслідок, зниження продуктивності праці та погіршення здоров'я в цілому.

На сьогодні в Україні відсутні достовірні статистичні дані про динаміку професійних захворювань «білих комірців». У національних законодавчих та нормативно-правових актах з охорони праці немає роз’яснень щодо впливу на здоров’я працівників умов праці при тривалій роботі з відео-дисплейними терміналами (ВДТ) електронно-обчислювальних машин (ЕОМ). Отже, сьогодні офісні працівники належать до групи ризику щодо багатьох професійних захворювань, і саме тому даній проблемі потрібно приділяти велику увагу.

Офісні працівники сьогодні - масова професія, чисельність якої складає 60-70 % від усього працюючого населення. Існує думка, що робота в офісі найпростіша та нешкідлива, але це не так. У офісних працівників є свої професійні захворювання, пов’язані із специфікою діяльності, психологічним кліматом в колективі, низькою руховою активністю та іншими подібними факторами. До числа основних професійних захворювань, викликаних перевантаженням окремих систем чи органів тіла можна віднести: сколіоз, синдром «сухого ока», «тунельний» синдром зап'ястя, тромбоз, болі в суглобах, стрес тощо.

Працювати з повсякденною інформацією і документацією звично для всіх працівників, але рутина затягує, низка «невідкладних справ» не закінчується, метушливість колег дратує, а це призводить до виникнення стресу. Стрес являє собою відповідну реакцію організму людини на перенапруження та негативні емоції, в результаті чого знижується концентрація уваги, апетит, з’являються почуття роздратованості та пригніченості. Стрес знижує імунітет і є причиною багатьох захворювань (серцево-судинних, шлунково-кишкових та ін.). Експерти переконані, що постійні стреси загрожують не тільки здоров’ю, а навіть і життю офісних працівників.

В результаті постійного сидіння в одному і тому ж положенні, починається поява кров'яних згустків - тромбів. Тромби мають властивість мігрувати по всьому тілу, в результаті може статися інфаркт, інсульт або взагалі раптова смерть. Хвороба проявляється сильним болем, почервонінням та набряком.

Важливим також є дотримання ергономічних вимог. При невідповідності висоти стільця до столу навантаження на хребет збільшується в кілька разів, як наслідок, починає відбуватись викривлення хребта, що супроводжується виникненням сколіозу. Сколіоз є дугоподібним викривленням хребта в бічній площині з розворотом хребців навколо своєї осі, при цьому затискаються нервові волокна, порушується їх комунікація, відбувається зміщення або стиснення внутрішніх органів.

Довгі години за комп'ютером та сухість повітря призводять до розвитку, так званого, синдрому «сухого ока» (ксерофтальмія). Під ксерофтальмією розуміють поширений патологічний стан в офтальмології, що характеризується недостатнім зволоженням кон’юнктиви та рогівки очей з подальшим наростанням зроговіння епітелію ока, симптомами чого є почервоніння та відчуття сухості очей.

При тривалій рутинній роботі за комп'ютером руки знаходяться в положенні, яке робить на кисті рук навантаження, що призводить до появи «тунельного» синдрому зап'ястя, який виникає від надмірного здавлювання або защемлення серединного нерва та характеризується оніміннням пальців, а іноді судомами.

Отже, ризику профзахворювань піддаються не лише працівники шкідливих професій. Офісні працівники також належать до групи ризику, а тому потрібно визнати їх хвороби професійними і внести їх до Переліку професійних захворювань, оскільки тільки ті форми патології, що зазначені в даному переліку враховуються при постановці діагнозу «профзахворювання» та призначенні разових та постійних компенсацій та пільг.

УДК 614.89

В.І. ГОЛІНЬКО, д-р техн. наук, проф.,
В.Ю. ФРУНДІН, Ю.І. ЧЕБЕРЯЧКО, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ВИБІР ФІЛЬТРУВАЛЬНИХ РЕСПІРАТОРІВ НА ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Незважаючи на низку прийнятих нормативних актів, спрямованих на покращення умов праці і запобігання професійних захворювань, умови праці на підприємствах гірничодобувної галузі промисловості України за останнє десятиріччя суттєво погіршилися, За даними Фонду соціального страхування від нещасних випадків за 2015 рік найбільше професійних захворювань фіксується в добувній галузі промисловості – 77,4% від загальної кількості по Україні. Нині, в умовах кризи, практично не впроваджуються новітні технічних розробок та сучасні засоби колективного захисту. Нажаль, і нормативні документи не дають відповіді на важливі питання щодо створення безпечних умов праці, зокрема, забезпечення засобами індивідуального захисту органів дихання (ЗІЗОД).

З урахуванням європейської орієнтації України у 2007 році була зроблена перша, але на наш погляд, не зовсім вдала спроба гармонізації вимог щодо умов ефективного захисту шахтарів. Так, на підприємствах галузі одночасно були впроваджені НПАОП 0.00-1.04-07 «Правила вибору та застосування засобів індивідуального захисту органів дихання» (затверджені наказом Держгірпромнагляду № 331 від 28.12.2007), якими зараз користуються при виборі фільтрувальних респіраторів на гірничо-видобувних підприємствах, і в той же рік був введений в дію національний стандарт ДСТУ EN 529:2006 «Рекомендації щодо вибору, використання, догляду і обслуговування ЗІЗОД» (затверджені наказом КМУ від 29.06.2006 № 179 та введені вдію 1.10.2007 р.).

При уважному вивчені цих документів наочно виявляється низка суперечностей як у термінології, так і у процедурі вибору респіратора. Наприклад, у стандарті відповідно до європейської практики з'являються декілька понять коефіцієнту захисту: визначений коефіцієнт захисту (ВКЗ) – показує рівень захисту, який очікується реально досягти на робочому місці для 95 % відповідно тренованих і перевірених користувачів, номінальний коефіцієнт захисту (НКЗ) – число отримане з максимального значення загального коефіцієнту проникнення встановленого у відповідному стандарті для визначеного класу ЗІЗОД; коефіцієнт захисту на робочому місці (КЗРМ) – співвідношення між концентрацією в зоні дихання і концентрацією шкідливої речовини всередині лицевої частини. При виборі за стандартом мінімально необхідний коефіцієнт захисту порівнюється не з «номінальним», а з «визначеним». Тоді як у Правилах рекомендується все робити навпаки. Більше того, тут є конкретні рекомендації з використання деяких марок відомих респіраторів для заданих умов праці, що є неприпустимо, оскільки не враховується ціла низка факторів, які можуть погіршити захисні властивості півмасок. Вибір, який базується лише на знанні номінального коефіцієнта захисту, що визначається в лабораторних умовах, приводить до завищення захисних можливостей фільтрувальних півмасок [1]. Зовсім по іншому вибирається ЗІЗОД за стандартом: спочатку визначаються з умовами праці, потім оцінюють можливі ризики для здоров'я людини при роботі в таких умовах і тільки після цього здійснюється підбор необхідної марки ЗІЗОД. Наступний крок – обґрунтування правильності і адекватності вибору, що полягає у порівнянні мінімально необхідного ступеня захисту з визначеним коефіцієнтом захисту. перевірці вибраного респіратор на сумісність з виконуваною роботою, станом здоров'я працівника, кліматичними умовами.

Виконані дослідження захисних властивостей ЗІЗОД [1] показують, що для забезпечення ефективного захисту робітників необхідне виконання наступних умов: розуміння працівниками своєї ролі в ефективному використанні ЗІЗОД для збереження свого здоров'я; правильний вибір ЗІЗОД, виходячи з конкретних умов експлуатації; комфортність ЗІЗОД; забезпечення якісного зберігання очищення та обслуговування ЗІЗОД.

Список літератури

1. **Голінько В.І.** Застосування респіраторів на вугільних і гірничорудних підприємствах: Монографія / **В.І. Голінько, С.І. Чеберячко, Ю.І. Чеберячко** / – Д.: НГУ, 2008 – 99 с.

УДК 622.411.62: 532: 62.784.4

В.Б. ГОГО, д-р техн. наук проф., В.А. СЫРОВАТЧЕНКО, инженер,
А.И. МИХАЙЛОВ, студент Красноармейский индустриальній институт
ГВУЗ Донецкий национальный технический университет, Украина

КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ СОЗДАНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ СИСТЕМ ИНТЕГРАЛЬНОГО ОРОШЕНИЯ-ОХЛАЖДЕНИЯ ВОЗДУХА В ГЛУБОКИХ ШАХТАХ

Актуальность проблемы борьбы с пылью и высокими температурами рудничного воздуха в глубоких шахтах, особенно в очистных и проходческих забоях при работе современных мощных высокопроизводительных горных комплексов требует поиска эффективных способов для решения задач подавления пыли и снижения температуры воздуха. Объективно оценивая существующие средства пылеподавления и охлаждения воздуха в рабочих зонах горных выработок, можно констатировать значительные преимущества способов, основанных на использовании воды.

Орошение позволяет не только снижать запыленность воздуха в рабочем пространстве, но и понижать его температуру, что способствует уменьшению случаев возникновения заболеваний пневмокониозом, сердечнососудистых и других профессиональных проблем здоровья шахтеров. Исследования, проведенные в Германии, в условиях Рурского угольного бассейна, выявили зависимость между частотой заболеваний шахтеров пневмокониозом и систематической пылевой нагрузкой на органы дыхания. Определено, что при регулярном орошении и увлажнении горной массы разрушаемого угольного массива снижается запыленность воздуха, а пылевая нагрузка на организм шахтеров уменьшается примерно в 3 раза. При этом заболеваемость пневмокониозом снижается в 3,5-4 раза. Это указывает на необходимость обязательного обеспечения орошения и контролируемого увлажнения угля в массиве, как эффективного противодействия пыли в современных очистных механизированных забоях.

Концепция интегрального орошения-охлаждения рудничного воздуха, как комплексного процесса совмещения двух технологий: орошения горной массы; охлаждения воздуха в глубоких шахтах основывается на использовании гидродинамических эффектов. Теоретическое обоснование параметров процесса и средства для интегрального орошения-охлаждения воздуха выявило возникновение гидродинамических импульсно-волновых эффектов, создающихся специальными многокамерными эжекторами, что подтверждено экспериментально.

Кроме этого, интегральное орошение должно осуществляться взаимно дополняющими способами получения рабочего тела - капель воды, позволяющих эффективно улавливать пылинки и обеспечивать поглощение тепла при охлаждении воздуха. Возникает необходимость сформулировать некоторые требования и изучить интегральное орошение, а именно: способ подачи воды в зону разрушения горного массива к исполнительным органам машины (резцам) для максимального подавления пыли в момент ее образования при резании; направленность орошения, как процесса целевого движения капель за очагом пылеобразования, связанного с перемещением исполнительного органа и движения отбитой горной массы. Для связывания пыли каплями необходимо создать однородный стабильный поток капель одинаковых размеров, которые по нашим исследованиям, должны составлять в среднем 200 мкм. Перечисленные положения и требования необходимы для создания интегрального процесса эффективного осаждения пыли и охлаждения рудничного воздуха в рабочих пространствах. Для реализации концептуальных положений интегрального орошения-охлаждения рудничного воздуха нами проведены теоретические и экспериментальные исследования, которые позволили разработать новые форсунки для диспергирования воды в виде многокамерных эжекторов-оросителей. Многокамерные эжектора позволяют создавать импульсно-волновые гидродинамические эффекты воздействия потока капель воды на запыленный воздух, который одновременно и охлаждается. Экспериментально определено, что при начальной температуре воды 20°С, подаваемой на форсунку многокамерного эжектора, снижение температуры теплого воздуха температурой 30-35°С составляло на выходе из диффузор-конфузорной камеры на (9-10)°С, что обеспечивает нормативный температурный показатель для температуры рудничного воздуха на рабочих местах шахтеров в забоях. Одновременно определено, что средняя степень очистки воздуха от пыли по массе составила 98 при ее начальной концентрации (0,05-0,08) кг/м^3. Таким образом, изложенная концепция создания систем интегрального орошения-охлаждения рудничного воздуха, научная часть которой обоснована в ее сущности и возможности реализации, является основой для дальнейших научно-технических работ по созданию промышленных средств и систем комплексного орошения-охлаждения рудничного воздуха в условиях ведения горных работ в глубоких угольных шахтах.

УДК 519.713:622.33

С.В. КОВШОВ, канд. техн. наук, доц., В.П. КОВШОВ, канд. геогр. наук, доц.
Санкт-Петербургский горный университет, Россия

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОПУТСТВУЮЩИХ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНЫХ УСЛОВИЙ ТРУДА НА КАРЬЕРАХ И РАЗРЕЗАХ

Разработка полезных ископаемых открытым способом до сих пор остается одним из самых вредных и опасных производств. Запыленность, загазованность, низкие температуры зимой и жара летом, шум, вибрация, плохая освещенность в вечерние и ночные часы остаются существенной проблемой как для горнорабочих, так и для руководства предприятий.

В результате воздействия этих вредных и опасных факторов практически все рабочие места при специальной оценке условий труда характеризуются как вредные для здоровья с классами условий труда 3.1, 3.2, 3.3. Это заставляет руководство предприятий выплачивать дополнительную компенсацию, а также подбирать рациональные технологические решения по уменьшению негативного воздействия вредных и опасных факторов.

Зачастую, выбор технологии снижения негативного воздействия вредного или опасного фактора определяется стоимостью соответствующего мероприятия. Поэтому более предпочтительными обычно становятся малобюджетные технологии.

Опыт проведения различных исследовательских работ на карьерах Ленинградской области, Карелии и разрезах Кузбасса и Красноярского края в Российской Федерации показал значительный потенциал сопутствующих природных ресурсов для реализации этих целей.

Сопутствующий природный ресурс - это непрофильный природный ресурс, извлечение которого при добыче полезного ископаемого изначально не является приоритетом горнодобывающего предприятия.

К числу таких ресурсов можно отнести подземные и межпластовые воды, естественные тепловые процессы в горном массиве, энергетический потенциал циркулирующих на открытом пространстве воздушных потоков, ресурсы солнечной энергии, а также потенциал отходов производства как вторичных ресурсов.

Одним из приоритетных направлений использования такого рода ресурсов видится повышение уровня производственной безопасности за счет их применения. Эта цель может быть достигнута за счет следующих технических и технологических решений:

создание замкнутых водохозяйственных комплексов, обеспечивающих использование карьерных вод для снижения запыленности воздуха за счет создания автоматизированных систем гидрообеспыливания, например, вдоль постоянных автомобильных дорог;

создание замкнутого тепло- и ветроэнергетического цикла, включающего применение отходящей низкопотенциальной теплоты от энергетических установок, двигателей внутреннего сгорания, вентиляционных систем, а также от штабелей угля и внутренних отвалов на угольных разрезах в сочетании с возможностью использования автономных ветроэнергетических установок, что, в свою очередь, позволит высвободить дополнительный объем энергетических ресурсов для повышения комфортности работы персонала, особенно в холодное время года;

применение систем аккумуляции световой энергии в светлое время суток с целью улучшения световой среды в темное время суток;

создание комплекса рационального применения вторичных ресурсов, включающего в себя сбор и переработку отходов обогащения, энергетических объектов, извлечение ценных компонентов из отвалов вскрыши, а также эффективное использование отходов жизнедеятельности персонала предприятия, что обеспечивает уменьшение площадей отчуждения земель под складирование отходов, снижение загрязнения атмосферы карьера, повышение эффективности рекультивационных мероприятий.

Список литературы

1. **Закиров Д.Г.** Повышение эффективности использования энергоресурсов, создания собственных источников энергии - одно из основных направлений повышения конкурентоспособности выпускаемой продукции в современных условиях (тезисы) / **Д.Г. Закиров** // 1-я Международная научно-практическая конференция и выставка «Энергетика, материальные и природные ресурсы. Эффективное использование. Собственные источники энергии». – Пермь, 2005. - С.14-19.

УДК (614.895.5: 621.5): 622-051

Г.В. ЗАВЬЯЛОВ, научный сотрудник, Научно-исследовательский институт горноспасательного дела и пожарной безопасности «Респиратор», Украина
С.А. АЛЕКСЕЕНКО, И.А. ШАЙХЛИСЛАМОВА кандидаты техн. наук, доц., ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЧЛЕНОВ ПОЖАРНО-СПАСАТЕЛЬНЫХ ПОДРАЗДЕЛЕНИЙ

Развитие науки и техники, производств, особенно газовой, горной, нефтяной, химической отраслей, в технологических процессах которых используется большое количество пожаро- и взрывоопасных веществ, тенденция увеличения этажности и площадей общественных и жилых зданий требует постоянного совершенствования мер предупреждения, средств и способов тушения пожаров.

Тушение пожаров, как правило, происходит при воздействующих на пожарных высоких лучистых потоков или температур, задымленности атмосферы, значительных физических нагрузках, нервном напряжении, то есть при высоких эрготермических нагрузках, что требует, в первую очередь, наличия на их оснащении средств индивидуальной противотепловой защиты.

В настоящее время у членов пожарно-спасательных подразделений отсутствует противотепловая одежда с активным охлаждением, что нередко приводит к перегреванию их организма, иногда и жизни, значительным материальным затратам на лечение и выплатам по профессиональному заболеванию.

Поэтому актуальной задачей является разработка противотепловой одежды с активным теплосъемом, обеспечивающей повышение эффективности и безопасности пожарных при тушении пожаров.

Наиболее целесообразным в данном случае является разработка костюма с охлаждением их организма водой по открытому циклу, т.е. хладагентом, который широко используется при тушении пожаров.

Одной из основных составляющих системы «окружающая среда - изолирующая оболочка - средство охлаждения - тело пожарного», от которой зависит время защитного действия противотеплового костюма являются энергетические затраты пожарных при выполнении аварийно-спасательных работ.

Функционально их энергетические затраты можно представить в виде [1]

$$Q_м = (, V, q_м, h, \alpha),$$

где $м$ – масса груза и тела пожарного, кг; V – скорость движения пожарного, м/мин; qм – количество потребляемого пожарным кислорода, л/мин; h – реальная высота прохода преодолеваемого участка, м; α – угол наклона поверхности преодолеваемого участка, о.

Получены графические результаты исследований и аппроксимирующие зависимости энергетических затрат от скорости движения, угла наклона и высоты прохода помещений зданий и сооружений, массы переносимого груза, а также скорости передвижения подразделений от пригодной или непригодной для дыхания атмосферы, видимости, задымленности и температуры.

Приведенные энергетические показатели будут использованы при планировании различных маршрутов на учебных полигонах, проведении аварийно-спасательных работ, включая тушение пожаров, определении времени защитного действия костюма, создание и использование которого обеспечит повышение эффективности работ и безопасность пожарных.

Список литературы

1. **Алексеенко С.А.** Энергетичечкие показатели членов спасательных подразделений/**Алексеенко С.А.,** Завьялов Г.В, Шайхлисламова И.А. // Mining of Mineral Deposits Volume 10, Issue 3 2016. – С.90-96. http://dx.doi.org/10.15407/mining10.03.090

УДК 622.33:504.06

И.А. ШАЙХЛИСЛАМОВА, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина
С.В. ТЫНЫНА, канд. техн. наук, Институт геотехнической механики
им. М.С. Полякова НАН Украины, А.С. МАСУР, преподаватель,
Днепропетровский национальный университет
железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, Украина

ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЗОН ПОВЫШЕННЫХ ТЕМПЕРАТУР, ОЧАГОВ САМОВОЗГОРАНИЯ НА ПОРОДНОМ ОТВАЛЕ

Породные отвалы угольных шахт и обогатительных фабрик значительно влияют на окружающую среду и являются объектами повышенной техногенной опасности. Они пылят, горят, подвергаются размыву, являются источниками радиоактивности, оказывают влияние на изменение ландшафта и занимают большие площади земель, большая часть из которых - плодородные. Однако наибольший вред они представляют выделением в атмосферный воздух опасных летучих соединений в результате своего горения. В связи с этим фактом вполне очевидна необходимость принятия мер по предотвращения самовозгорания породных отвалов. Для решения этого вопроса актуальной является задача выявление причин возникновения зон повышенных температур, очагов самовозгорания на породном отвале с последующей разработкой мероприятий по их предотвращению.

Анализ литературных источников по данному вопросу, а также результаты выполненной нами температурной съемки действующего и недействующего породных отвалов на ГП «Шахтоуправлении «Южнодонбасское №1» позволил выявить ряд факторов, которые влияют на состояние породного отвала. К ним относится:

состав отвальной массы, ее физико-механические и физико-химические особенности.

формирование (планировка) отвала.

влияние сезонных колебаний температуры окружающей среды. Рост внешней температуры увеличивает скорость окисления угля.

самонагревание горных пород.

окислительные процессы, в результате которых выделяется тепло способствующее разогреву пород в отвале.

свободный доступ кислорода внутрь тела отвала, который стимулирует процессы окисления.

высокая концентрация минеральных веществ в составе углей влияет на теплопроводность угля т.к. он выполняет функцию передачи и аккумуляции тепла, получаемого при окислении.

увеличение пористости приповерхностного слоя за счет выноса газовыми потоками мелких фракций, проникновение атмосферного воздуха, смещение фронта горения вглубь скопления пород по мере отсыпки отвала.

после обильных осадков при наличии стадий высыхания и увлажнения происходит усушка угольной матрицы, в результате потери воды приводит к увеличению его порозности.

крупность фракций отвальной массы.

форма отвала (плоская, коническая, хребтовидная), стойкость откосов породного отвала.

Выполненный нами анализ термограмм позволил выявить формирование участков повышенных температур в зонах уплотнения отвальной массы формирующихся на трассе породного отвала, что требует детального изучения. Также ключевое значение имеет схема отсыпки отвала при его формировании, т.е. размещение фракций в слое, что способствует свободному доступу кислорода внутрь тела отвала, который стимулирует процессы окисления.

На породных отвалах при выполнении работ по формированию, разборке или переформированию отвала необходимо проводить обязательный мониторинг состояния породного отвала для предотвращения аварийных ситуаций в рабочих зонах.

Таким образом, научное обоснование формирования и разработка мероприятий по предотвращению самовозгорания и тушения породных отвалов обеспечит безопасное состояние породных отвалов угольных шахт и обогатительных фабрик, а также исключит негативное влияние на окружающую среду.

УДК 622.45

О.В. СТОЛБЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., С.І. ПУГАЧ асистент,
ДВНЗ «Національний гірничий університет»

ВПЛИВ КУТА ПАДІННЯ ПЛАСТУ НА ПЕРЕМІШУВАННЯ МЕТАНУ З ПОВІТРЯМ У ВИРОБЛЕНОМУ ПРОСТОРІ

Вугільна промисловість України є найбільш складною галуззю, де виробництво та охорона праці залежать від гірничо-геологічних умов залягання пластів, стану шахтного фонду і гірничого устаткування, забезпечення підприємств засобами захисту працюючих, наявності кваліфікованих кадрів та від рівня організації виробництва і дисципліни праці.

З метою безпеки робіт в газових шахтах з управлінням покрівлі повним обваленням порід необхідно знати, як впливають зміни концентрації метану під час посадки покрівлі та виникнення куполів у виробленому просторі.

За рахунок ущільнення порід при обваленні змінюється кількість повітря, яке проходить через вироблений простір, що призводить до так званих, перехідних процесів в газодинаміці виїмкових дільниць. Була поставлена мета, з'ясувати, як впливає зміна дебіту повітря на виїмковій ділянці на перемішування метану у виробленому просторі залежно від кута падіння пласта.

Дослідження даного питання в свій час проводилося у МГІ [1], та КГІ [2] і в ДГІ. В МГІ досліджувалися питання співвідношення сил плавучості і турбулентного перемішування метану з повітрям в гірських виробках по її висоті від ґрунту до покрівлі. З урахуванням числа *Ri,* яке характеризує ці процеси [3]. У ДГІ на великомасштабній моделі виїмкової дільниці шахти з довжиною лави 120 м і потужністю пласта 1,1 м та довжиною виробленого простору 120 м. Вся модель могла підніматися спеціальними пристроями від 0 до 80^0. падіння пласта і різного режиму подачі повітря від спеціальної вентиляційної установки, яка могла подавати різну кількість повітря на виїмкову ділянку [2].

При вивченні залежності числа *Ri* від вказаних факторів у даній доповіді мається можливість встановити слідуючи причини: при збільшенні дебіту повітря на дільниці розмір сплесків концентрації метану у вихідній струї як правило не перевищує 10-15% первісної концентрації, що, при наявності автоматичного контролю метану безпечно; тривалість сплесків концентрації метану, а також тривалість самого перехідного газодинамічного процесу при змінах дебіту повітря, як правило, набагато менше, ніж на пологих пластах; допустима глибина регулювання дебіта повітря на крутих пластах, як правило, 1,8-2, в той час як на пологих – не більше 1,2-1,25. Знаючи, як ведуть себе обвалені породи у виробленому просторі і за допомогою теорії статистичних даних проф. Савостьянова А. В. і за його теорії можна визначити обсяг куполів зі скупченням в них метану. За допомогою числа *Ri* можна буде визначити співвідношення сил плавучості і турбулентного перемішування метану з повітрям і знати концентрацію метану в цих куполах і його кількість, що надходить у вихідну струю виїмкової дільниці.

Якщо швидкість руху повітряного потоку зменшується (що має місце у вироблених просторах видобувних дільниць), залежність *Ri* від кута падіння пласта стає дедалі очевиднішим. Таким чином, із збільшенням кута падіння пласта умови накопичення метану в виробленому просторі погіршуються. Цим, очевидно і пояснюється незначне збільшення вмісту метану на вентиляційних штреках при змінах вентиляційного режиму на виїмкових дільницях крутих пластів.

Короткочасність протікання перехідних газодинамічних процесів можна пояснити тим, що зі збільшенням кута падіння зменшується обсяг порожнеч у виробленому просторі (за рахунок забутовки нижній частині лави). Крім того, зона порожнеч зміщується до верхнього штреку, завдяки чому і скорочується тривалість протікання перехідного газодинамічного процесу.

Список літератури

1. **Ушаков К. В.** Руднична аерологія / К.В.Ушаков,А.С. Бурчаков, І.І. Мєдведєв //Вид. 2 М. Недра 1978. - 440 с.

2. **Ігнатенко І. П.**, Горбунов Н. І., Карпенко А. І., Клочков В. Г. Дослідження перехідних процесів на виїмкових дільницях крутих пластів із застосуванням автоматичної апаратури безперервної дії // Уголь України. – 1974. - №2. – С. 45-46.

УДК 331.461

О.Є. КРУЖИЛКО, д-р техн. наук, В.В. МАЙСТРЕНКО, канд. техн. наук, ДУ «ННДІПБОП»,
О.І. ПОЛУКАРОВ, канд. техн. наук, доц., НТУУ «КПІ»

ІНФОРМАЦІЙНО-АНАЛІТИЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ДЕРЖАВНОГО НАГЛЯДУ ЗА ОХОРОНОЮ ПРАЦІ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

В сучасних умовах рівень виробничого травматизму у вугільній промисловості України значно вищий, ніж у більшості держав з розвинутою економікою. Одним із законодавчо закріплених заходів, спрямованих на вирішення питань охорони праці, є наглядова діяльність. Практика свідчить, що ефективність державного нагляду з охорони праці значною мірою залежить від методичного та інформаційно-аналітичного забезпечення наглядових органів в процесі планування їх діяльності. Інформаційний матеріал, методи аналізу та планування, які використовуються сьогодні при вирішенні завдань державного нагляду за охороною праці, застосовуються за стереотипними принципами і, зазвичай, не підкріплюються науково обґрунтованими розрахунками. Це, в свою чергу, призводить до того, що більшість управлінських рішень з наглядової діяльності базується на інтуїтивних висновках та оцінках.

Незважаючи на те, що в свій час окремі аспекти проблеми методичного та інформаційно-аналітичного забезпечення управління наглядовою діяльністю в сфері охорони праці розроблялися в контексті державного законодавства, нині вони вже дещо застаріли, не відповідають рівню розвитку сучасної науки й техніки та втратили свою актуальність.

Аналіз особливостей державного нагляду з охорони праці у вугільній промисловості свідчить, що інформаційні системи в процесі реалізації державного нагляду вирішують завдання збору та накопичення даних з можливістю розрахунку загальноприйнятих коефіцієнтів та показників, а також автоматизованого формування звітів за встановленими формами, відсутні засоби підготовки управлінських рішень з планування наглядової діяльності інспекторів, які базуються на використанні методів математичного моделювання, прогнозування та експертних оцінок.

Встановлено, що в процесі планування наглядової діяльності необхідно використовувати математичні моделі показників, які дозволяють прогнозувати результати реалізації управлінських рішень з організації державного нагляду.

Для математичного моделювання запропоновано адаптований до умов вугільної промисловості метод розподіленого лагу, що забезпечує побудову моделей з відносною похибкою прогнозування до 10 %.

Встановлено залежність взаємного впливу виробничого травматизму та показників наглядової діяльності інспектора у вугільній промисловості, яка дозволило реалізувати алгоритм прийняття управлінських рішень з урахуванням оцінки ризику виробничого травматизму на основі прогнозних оцінок.

Практичне використання розробленого алгоритму дозволяє удосконалити механізми оцінювання результатів наглядової діяльності у вугільній промисловості та управління державним наглядом, що забезпечує об’єктивність та обґрунтованість управлінських рішень.

Визначено основні показники наглядової діяльності, яких достатньо для обґрунтування пріоритетних напрямків при підготовці планів заходів з охорони праці на шахтах та експериментально досліджено математичні моделі прогнозу цих показників з використанням методу розподіленого лагу, що дозволяє оцінити ступінь ризику травмування на підприємствах вугільної промисловості.

Показано на прикладі гірничотехнічних інспекцій, що використання інтегральної оцінки наглядової діяльності інспекторів дозволяє виявити недоліки в організації роботи інспекції та завчасно вносити необхідні корективи у плани робіт інспекторів.

Обґрунтовано перспективи подальшого розвитку інформаційно-аналітичного забезпечення державного нагляду за охороною праці, зокрема, необхідність створення єдиної інформаційно-аналітичної системи підтримки діяльності Державної служби України з питань праці, складовою підсистемою якої буде інформаційно-аналітична система обліку, аналізу та планування наглядової діяльності у вугільній промисловості.

УДК 658.3: 622.8

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, И.П. ПОДОЙНИЦЫН, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКИХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ЗАКРЕПЛЕНИЮ ПЫЛЯЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ

Источниками интенсивного пылевыделения на горнорудных предприятиях являются пылящие поверхности техногенных объектов - отвалов, шламохранилищ, бортов карьеров. Разработка месторождений железистых кварцитов всегда сопровождается складированием большого объема хвостов (по Кривбассу – свыше 120 млн. т/год), а каждый гектар обезвоженной поверхности хвостохранилища выделяет в атмосферу до 70 т пыли в год. Интенсивность пылевыделения зависит от гранулометрического состава, физико-механических свойств горной породы, влажности, метеорологических условий.

Для сокращения пылевыделения с поверхностей хвостохранилищ ГОКов разработан комплекс мероприятий, включавших организационно-технические, механические, физико-химические, биологические способы борьбы с пылью.

Для механического закрепления эрозионно-опасных поверхностей хвостохранилищ используют глину, гравий и др. Более высокие результаты дает периодическое закрепление открытых надводных пляжей слоем суглинка вскрышных пород. Реальные результаты по борьбе с эрозией поверхностей пляжей хвостов обогащения в промышленных масштабах могут быть получены при применении физико-химического способа. К настоящему времени разработано технологии химического закрепления пылящих поверхностей пляжей хвостохранилищ с использованием специальных реагентов. Для закрепления пылящих поверхностей используются различные смолы, гудроны, водорастворимые полимеры, лигнин, полиакриламид, битумная эмульсия. Среди полимеров и полимерных композиций особое место занимают поликомплексы. Кроме того, для предотвращения пылевыделения с поверхности действующих хвостохранилищ применяется поддержание постоянного уровня воды на поверхности всей площади хвостохранилищ или их отдельных участков (карт). Определенной стабилизации пылящего слоя возможно добиться путем сплошного покрытия поверхности хвостохранилищ непылящими материалом (однако это мероприятие связано со значительными экономическими затратами). Для стабилизации поверхности хвостохранилищ физико-химическими способами используют выпускаемые промышленностью поливочные машины ПМ-130, гидромониторы и другую специально переоборудованную технику, способную перемещаться как по сухой, так и влажной поверхности хвостохранилищ. Наиболее приемлемыми способами борьбы с пылью на хвостохранилщах наряду с гидрообеспыливанием является стабилизация поверхности хвостов с помощью вяжущих и структурнообразуюших веществ. Для образования на пылящих поверхностях прочной и эластичной пленки применяются чистые латексы и латексы в сочетании с техническим маслом. Одним из мероприятий для ускоренного закрепления поверхности хвостохранилищ является создание устойчивых к данным условиям видов растений. Для жестких экологических условий хвостохранилищ следует отдавать предпочтение солеустойчивым, засухоустойчивым растениям и особенно растениям, способным поглощать атмосферный азот. Анализируя экологические проблемы открытых горных работ основное внимание уделяют загрязнению почвенного покрова техногенными элементами, которые поступают из воздуха за счет рассеивания выбросов вредных веществ карьеров и попадают в почву с карьерными водами.

Наиболее эффективным путем снижения негативного воздействия горного производства на экологическую безопасность является совершенствование технологии в направлении комплексного использования отходов.

Таким образом, приведенные данные свидетельствуют о том, что исследования в области борьбы с вредными примесями, выделяющихся при эксплуатации карьеров, фабрик ГОКов и хвостохранилищ, а также в области сокращения их выбросов в окружавшую среду в настоящее время широко поставлены и уже дают положительные результаты.

Однако проблема, к которой относятся, вопросы экологического развития ГОКов с учетом дальнейшего сокращения их влияния на окружающую среду исследована недостаточно.

УДК 614.8: 614.83

Н.В. ВОЛОДЧЕНКОВА, канд. техн. наук, доц.,
Національний університет харчових технологій
О.Г. ЛЕВЧЕНКО, д-р техн.наук, проф., кафедра охорони праці, цивільної
та промислової безпеки, Національний технічний університет України
"Київський політехнічний інститут ім. І.І. Сікорського"

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ СТУПЕНЯ ВИБУХОЗАХИСТУ ПРОМИСЛОВИХ ПІДПРИЄМСТВ

Основними заходами з безпеки функціонування підприємств групи ризику за вибухо-пожежонебезпекою слід вважати: адміністративні, організаційні, інженерно-технічні, режимно-обмежувальні, ідентифікація відповідних об’єктів, розробка планів ліквідації аварій (аварійних ситуацій) (ПЛАСів), управління замінами елементів технологічного обладнання та дотриманням технологічного регламенту підприємства, огляд та аудит функціонування підприємства.

Однак їх практичне застосування у кожному конкретному випадку потребує проведення додаткових досліджень, а саме визначення критерію, сутність якого полягає у комплексі небезпек, що можуть відбуватися при певних умовах і бути причинами виникнення аварійних ситуацій на відповідному об’єкті.

Для оцінки ступеня вибухозахисту елементів виробничих об’єктів промислових підприємств до впливу уражаючих факторів повітряної вибухової хвилі та розробки заходів щодо його підвищення використовуються такі вихідні дані: максимальні значення параметрів можливих вражаючих факторів та характеристики елементів об'єкта.

Вихідними даними для оцінки ступеня вибухозахисту є конструктивні особливості елементів виробничих об'єктів, їх форма, габарити (довжина, ширина, висота, діаметр та ін.), характеристики міцності та інші.

В цілому дія повітряної вибухової хвилі на об’єкт, що досліджується характеризується складним комплексом навантажень, а саме: надлишковим тиском; тиском відбивання; тиском швидкісного напору; тиском затікання.

Все це буде залежати від виду і потужності вибуху, відстані до об'єкта, конструкції й розмірів елементів об'єкта, орієнтації відносно вибуху, розміщення будівель і споруд, рельєфу місцевості, характеру аварії.

На підставі аналізу аварій основним чинником, що визначає кількість травмованого виробничого персоналу, є ступінь пошкодження виробничого обладнання, будівель та споруд.

Приймається, що: у повністю зруйнованих будівлях травми отримують 100% людей, що знаходяться у них, при цьому вважають, що всі постраждалі перебувають у завалах; у сильно зруйнованих будівлях травми отримують до 60 % людей, що знаходяться в них. При цьому вважають, що 50 % з їх числа може виявитися в завалі, решта піддаються впливу будівельними уламками, склом і надлишковим тиском вибухової хвилі; – в будівлях, які отримали середні руйнування, може бути травмовано до 10-15 % людей, що знаходяться в них.

За запропонованою методикою визначення ступеню вибухозахисту елементів виробничих об'єктів промислових підприємств проводять у такий послідовності: визначають максимальний надлишковий тиск ударної хвилі, яка очікується на об'єкті; виділяють основні елементи на об'єкті (склади, майстерні, цехи, та ін.), від яких залежатиме функціонування виробничого об'єкта і виробництво продукції; оцінюють ступінь вибухозахисту кожного елемента виробничого об'єкта; проводять порівняння розрахованої межі вибухозахисту об'єкта з очікуваним максимальним надлишковим тиском повітряної вибухової хвилі; визначають ступінь можливих руйнувань виробничих приміщень та кількість травмованого виробничого персоналу.

На підставі результатів оцінки ступеня вибухозахисту виробничого об'єкта роблять висновки і пропозиції по кожному елементу і об'єкту в цілому, а саме: межа вибухозахисту об'єкта, найбільш вразливі його елементи, характер і ступінь руйнувань при максимальному надлишковому тиску, можливі збитки; межа доцільного підвищення ступеня вибухозахисту найбільш вразливих елементів виробничого об'єкта і пропозиції (заходи) для її підвищення.

UDK 614.83

N.V. VOLODCHENKOVA, PhD, Associate Professor, National university of food technology
A.V. HIVRYCH, PhD, Associate Professor, National Defence University
of Ukraine named after Ivan Cherniakhovskyi

DETERMINE THE EFFECTS OF UNUSUAL SITUATIONS

The institutions of the food company for its activity specific is not high-risk object, but the adverse or unusual situations, which should be classified as dangerous, can be created during its functioning. These situations include explosions and fires, which take place in the process of activities of the institution and could affect on the production staff.

To provide the safety of production staff, minimizing the possible effects in the event of adverse or unusual situations, it is necessary to carry out the sustainability assessment of the structures manufacturing objects of the food company. Based on the results is determining the suitability of structure of the building (building) of the food company industry to norms of the flammability and explosive dangerous standards.

The aim of the work is to develop a method for calculating the value of the overpressure, which may be created during the combustion of gas-steam-air mixture in the buildings of the food company.

To assess the stability of structures manufacturing objects of the food company to the effects of negative factors there was making explore using a method that establishes the procedure for calculating the value of the overpressure, which may be created during the combustion of gas-steam-air mixtures in production buildings of above mentioned institutions.

Evaluating of fire and explosion danger of the technological process was determined experimentally and analytically.

During the research is applied method of analysis of the process deviations during the substantiation of the dangers that may arise in case of violation of the technical specifications for manufacturing facilities of the food company; method of failure analysis process equipment of the food company while research the effects of the failure of individual units, systems and devices.

To calculate the values of the explosive fire risk criteria in case the combustion of gas-vapor-air mixture choose the most unfavorable variant of the accident (emergency), when at the building receives the maximum quantity of dangerous substances (mixtures). Number of substances which fall within the buildings and may form explosive and flammable gas-air and steam-air mixtures and their hybrids are defined under the following conditions: – there is estimated accident (emergencies) one of the devices; – the entire amount of the dangerous mixture contained in the unit enters the building; – all amounts of pipeline substance considering the time to disconnect.

The research method of calculating the overpressure, what may be formed during combustion gas mixture was occurred with the following conditions: in a typical building of the food company with normal conditions of working environment, free volume 200 m^3, laid a pipeline with a bore diameter 50 mm, which is transported propane C_3H_8 with maximum consumption $5 \cdot 10^{-3}$ m^3/s, and the maximum pressure 150 kPa.

Calculations were made for cases with pipeline equipped with automatic shut-off system timing eventually 2 s; Automation system failure probability no more than 0.000001 a year and did not provide emergency reservation of items, off time - 120 s; - 300 s with manual disconnection system off time - 300 s.

These calculations are used for determining the stability of structures, scope and degree of destruction of buildings and the number of possible victims. Therefore in the design of new or renovation of old buildings should take into account all possible risks.

In the case of redevelopment of premises, change their functional purpose, technical rearmament must adhere to the fire protection requirements of existing regulations of construction and technological design. Not allowed reducing design limits of fire resistance of structures and deteriorating conditions of evacuation of people.

The proposed method of calculation of the overpressure size, which can be created by the burning of gas-vapor-air mixture in the buildings of of the food company allows determine in advance the consequences of possible adverse or unusual situations and take timely structural and technical measures for preventing or minimizing it.

УДК 622.807

О.О. ЛАПШИН, д-р техн. наук; Ю.О. ХОМЕНОК, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗМЕНШЕННЯ ІНТЕНСИВНОСТІ ПИЛОВИДІЛЕННЯ НА ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ РОБОТАХ

Збільшення глибини відкритих гірничих виробок (до 300-350 м та більше) і підвищення інтенсивності видобутку корисних копалин за рахунок використання високопродуктивної техніки призвело до зростання рівня загазованості і запиленості робочих зон, що перевищує граничнодопустимі значення. Негативним фактором поглиблення гірничих робіт є зниження інтенсивності природного повітрообміну, за допомогою якого здійснюється винесення забруднюючих речовин за межі кар'єрного простору. В результаті раніше проведених досліджень було встановлено, що застосування вентиляційних установок штучного провітрювання має обмежений характер через збільшення капітальних і експлуатаційних витрат на обслуговування обладнання.Тому при малих швидкостях вітрових потоків економічно вигідна інтенсифікація природного провітрювання кар'єрів. Тому, вирішення проблеми щодо збільшення ефективності провітрювання слід шукати на шляху підвищення природного повітрообміну в робочому просторі кар'єра.

Практично всі технологічні процеси в кар’єрах супроводжуються пилоутворенням. Рівень забруднення атмосфери робочого простору залежить від виду технологічного процесу. Основними джерелами пилу в кар'єрах є бурові роботи, вантажно-транспортні операції і пил,який здіймається вітровими потоками. Значна кількість шкідливих речовин виділяється в результаті ведення буропідривних робіт, екскавації, транспортування гірської маси. Пилоутворення виникає в результаті взаємодії транспорту з дорогою, повітряного потоку з гірничою масою, що транспортується. Разом із цим інтенсивний процес виділення пилу в атмосферу відбувається при відвалоутворенні гірської породи. Запиленість на робочих місцях машиніста екскаватора і бульдозера в кілька разів перевищує гранично-допустиму концентрацію. На даний час кар’єри ведуть роботи на різних глибинах, тому у нас і в закордонній практиці для зниження інтенсивності пиловиділення з відкритих поверхонь і для пилопригнічення застосовують такі способи: зрошення водою з добавками хімічноактивних речовин, що забезпечують закріплення поверхні; закріплення бітумною емульсією; закріплення поверхонь, що пиляться латексом; озеленення неробочих площ; гідропосів. Не менш відомі технологічні способи запобігання утворенню пилу, які в себе включають:створення безвідхідних технологій, затосування відходів гірничодобувної та гірничо-переробної промисловості у виробництві будівельних матеріалів, у дорожньому будівництві тощо. Одним із відомих шляхів вирішення проблеми винесення пилу з поверхонь хвостосховищ і відвалів є створення штучного покриття на поверхні, що містить більше 50 % часток розміром більше, ніж ерозійно небезпечні. Цього можна досягти шляхом штучного окомкування(грануляції) хвостових відкладень. Цей спосіб полягає в періодичному зволоженні поверхонь техногенних масивів, що пиляться. Добре відомий фізико-хімічний спосіб боротьби з пилом, сутність якого полягає в закріпленні поверхні, що пилиться, за допомогою в’язких або структуроутворюючих речовин: неорганічних, органічних, природних, синтетичних полімерів і комбінованих зв’язуючих. При нанесенні таких речовин на поверхні утворюється тонка плівка або кірка, яка запобігає здуванню пилу. У процесі аналізу гірничо-геологічних умов родовища визначаються хімічний склад, фізико-механічні властивості корисних копалин і вміщуючих порід, геологічна і гідрогеологічна характеристики, форма і умови залягання рудних тіл. Необхідність даного процесу обумовлюється проектуванням та вибором ефективної системи і способу провітрювання. Основні параметри кар'єра і технологічні схеми ведення відкритих гірничих робіт, формуються на стадії розроблення технічного проекту розробки родовища та включають в основному наступні показники: форму і глибину кар'єра, кути укосу його борту і уступів, вид відкритих розробок і кар'єрного поля, способи розтину, систему розробки та ін. Таким чином, скорочення концентрації шкідливих домішок за рахунок впливу на перераховані вище показники не дозволяє вирішити проблему повною мірою. Виходячи з цього, зменшення інтенсивності пиловиділення на відкритих гірничих роботах та надійний захист атмосфери від забруднень потребує проведення комплексу профілактичних заходів, що ґрунтуються на розрахунку провітрювання кар'єра і враховують гірничо-геологічні, гірничотехнічні і кліматичні умови.

УДК 622.016.2: 622.8

Д.О. ЛАПШИНА, асистент, А.В. ТУРМАНОВА, магістрант, Т.А. ПАРЕНА, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ІДЕНТИФІКАЦІЯ ВЕРТИКАЛЬНИХ І ПОХИЛИХ СТВОЛІВ ЯК ОБ'ЄКТІВ ПІДВИЩЕНОЇ НЕБЕЗПЕКИ

Видобувна галузь займає важливе місце в економіці не лише України, а й багатьох країн світу. Так, розробка залізорудних родовищ ведеться 50-ма країнами, проте майже 91% світового видобутку сконцентрований у 10-ти країнах серед яких Україна займає сьоме місце від світового об'єму товарної залізорудної продукції. Три чверті запасів вугільних родовищ зосереджені в Росії, Україні та Казахстані. Шахти належать до гірничих підприємств, що здійснюють роботи підвищеної небезпеки пов'язані з важкою фізичною працею. До потенційних небезпек, що відрізняють гірниче виробництво належать загрози обвалів, вибухів, пожеж та шкідливого впливу пилу, шуму, вібрації, підвищеної температури і вологості повітря на працівників. Забезпечення належних умов праці і збереження здоров'я працівників є одним із центральних питань державної політики в сфері охорони праці, яке регулюється в більшості країн світу відповідними законами і нормативно-правовими актами.

До однієї з найважливіших ланок технологічного процесу видобутку руди належать підйомні комплекси шахт, які включають комплекси машин, обладнання і споруд для перевезення людей і транспортування вантажів вертикальними стволами. Шахтні стволи є технологічними артеріями, що забезпечують функціонування підземних рудників і шахт. Їх функції полягають у доставці на поверхню видобутих корисних копалин; транспортуванні виробничого персоналу, обладнання, матеріалів і комплектуючих, необхідних для ефективного ведення гірничих робіт; прокладанні інженерних комунікацій, які забезпечують підведення електроенергії, стисненого повітря, води, охолоджуючих розчинів і т.ін. Крізь стволи у гірничі виробки надходить свіже повітря з поверхні і видається забруднене (відпрацьоване) для забезпечення нормальної атмосфери в зоні ведення гірничих робіт. Крім того, за допомогою стволів організовуються шляхи швидкої евакуації персоналу з шахти в разі виникнення аварійної ситуації. Отже, від технічного стану підйомного комплексу повною мірою залежить не лише безпека транспортування вантажів вертикальними стволами, але й життя працюючих в шахті.

Більшість підземних рудників має три стволи: скіповий, клітьовий і вентиляційний. Якщо аварія відбувається безпосередньо у шахтному стволі, то це часто призводить до порушення або припинення всього виробничого циклу, і як наслідок - до серйозних фінансових втрат. Підйом і пересування шахтним стволом регулюється правилами. Підйомні канати й гальма підйомних установок проектуються з великим запасом міцності і обов'язково періодично перевіряються. Внутрішня частина шахтного ствола регулярно інспектується. Всі рівні обладнуються кнопками аварійного гальмування. На кожному горизонті вихід шахтного ствола закритий решітками, які відкриваються, лише коли кліть знаходиться на рівні. Коли кліть приїжджає і повністю зупиняється, решітки автоматично деблокуються. Кліть може рухатися стволом угору або вниз лише після того, як шахтарі увійшли в неї і закрили двері кліті. Кліттю управляє або оператор, або самі шахтарі відповідно до інструкцій наявних на кожному горизонті. Відсутність на гірничих підприємствах єдиної системи контролю технічного стану підйомних комплексів є однією з вагомих причин аварій у вертикальних стволах залізорудних шахт. З метою запобігання аваріям та нещасним випадкам на виробництві здійснюється ідентифікація об'єктів підвищеної небезпеки, яка являє собою порядок визначення об'єктів підвищеної небезпеки серед потенційно небезпечних об'єктів. Відповідно до методик затверджених у встановленому порядку, об'єкти, функціонування яких супроводжується наявністю хоча б одного небезпечного чинника визначаються небезпечними. Виходячи з цього, вертикальні та похилі стволи ідентифікуються як об'єкти підвищеної небезпеки, а забезпечення відповідності їх технічного стану вимогам діючих Правил безпеки є одним із пріоритетних завдань охорони праці.

Список літератури

1. Настанова Міністерства промислової політики України СОУ-Н МПП 73.100-079:2007 "Організація контролю безпечного стану устаткування вертикальних стволів та підйомних установок шахт".

2. Закон України «Про об'єкти підвищеної небезпеки» від 18.01.2001 № 2245-III.

УДК 622.861

Т.О. НЕГРІЙ, ст. викладач, Донецький національний технічний університет, Україна

ПРО БЕЗПЕЧНИЙ СТАН ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

Рентабельна робота вугіллявидобувних підприємств України можливе тільки за умови інтенсифікації зростання обсягів видобутку вугілля з очисних вибоїв. Разом з тим виникає необхідність ведення гірничих робіт в складних гірничо-геологічних умовах, що потребує забезпечення експлуатаційного та безпечного стану підготовчих виробок.

Як показують результати досліджень ряду вчених в галузі охорони праці, основним травмуючим фактором протягом останніх років були і залишаються обвали і обвалення гірських порід, травматизм від яких становить 21% [1]. Питома вага у загальному травматизмів очисних і підготовчих вибоях від обвалів і обрушень становить 79,4%. Основним фактором, що впливає на вірогідність настання цих подій є нестійкість вміщуючих порід та нехтування робітниками трудової дисципліни.

Стійкість гірських порід – це їх здатність утримуватися від зрушення, деформацій або обвалень при оголеннях, які мають місце при будівництві гірничих виробок і вийманні корисних копалин в очисних вибоях. Виділяють три основні форми стійкості порід: схильних до вивалоутворень, руйнування і в'язко-пластичної течії. І найбільш небезпечною є перша форма, яка характеризується, як правило, відшаровуваннями, вивалами і обваленнями порід різної інтенсивності. Інші форми проявляються у вигляді утворення зон руйнування порід і зсувів порід по контуру виробки [2].

Стійкість вміщуючих порід залежить від багатьох гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів і може бути оцінена показниками стійкості оголень порід на контурі гірничої виробки. Для очисних виробок, в тому числі ділянок прилеглих до них підготовчих виробок, оцінка стійкості повинна обов’язково здійснюватися з урахуванням відповідної геомеханічної ситуації. Лава, її кінцеві ділянки та сполучення з підготовчими виробками знаходяться в зоні інтенсивного впливу очисних робіт. На зазначених ділянках відзначаються висока концентрація робіт з розміщенням габаритних машин і механізмів, наявність комунікаційних мереж і засобів кріплення. У цих умовах на робочих місцях виконуються операції (підоперації) в рамках основних виробничих процесів. Тому особливістю управління гірським тиском на цих ділянках є необхідність безпечного підтримання значних площ бічних порід, які найчастіше недостатньо закріпленні.

Є декілька методик визначення стійкості виробок [2-5], але основною є методика ДонВУГІ, яка покладена в основу нормативних документів, які регламентують вибір технологічних схем кріплення гірничих виробок та визначення їх параметрів [5-6]. Якщо порівнювати ці методики, можна зробити висновок про те, що на стійкість оголень порід в очисному забої та ділянках виробок, що до нього прилягають, впливають як опорний тиск і фізико-механічні характеристики вміщує масиву, так і робочий опір кріплення, ширина підтримуваного простору, відстані між рамками кріплення, коефіцієнт затягування покрівлі, несуча здатність і піддатливість засобів кріплення і охорони, величина відставання охоронної споруди від лави, площа її опорної поверхні і т.д. Оперування вищенаведеними гірничо-геологічними і технологічними параметрами, на нашу думку, дозволить оцінити ступінь впливу стійкості оточуючих порід на рівень виробничого травматизму при виконанні певних операцій на робочих місцях.

Список літератури

1. **Кашуба, О.И.** Анализ причин травматизма на шахтах Украины / О.И. Кашуба, Н.Б. Левкин, Е.А. Спиридонов, М.С. Ковчужный // Вісник Національного технічного університету України “Київський політехнічний інститут”. Серія “Гірництво” 2008, № 17.– С. 172-177.

2. **Булычев Н.С.** Механика подземных сооружений в примерах и задачах: Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1989, 270с.

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

4. **КД 12.01.01.503-2001.** Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35^0. Руководство, Киев, 2002.– 141с.

УДК 622.834: 622.862.3

И.В. ИОРДАНОВ, канд.техн.наук, Д.А.ЧЕПИГА, аспирант
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет», г. Покровск, МОН Украины

О ПРЕДОТВРАЩЕНИИ ТРАВМАТИЗМА ОТ ОБВАЛОВ И ОБРУШЕНИЙ БОКОВЫХ ПОРОД

Основная задача охраны труда любой отрасли промышленности заключается в устранении причин травматизма на рабочих местах за счет осуществления научно-обоснованных профилактических мероприятий.

Задача обеспечения безопасности труда в угольной промышленности сложная и многогранная.

Это особенно просматривается при отработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях, где имеет место опасность обвалов и обрушений боковых пород.

В реальных условиях разработки наклонных и крутых пластов породы в верхней части лавы более деформированы (из-за отработки вышележащего этажа) и при обрушении смещаются в нижнюю часть лавы подбучивая выработанное пространство.

Такое положение способствует не только ухудшению устойчивости горных выработок, но и приводит к увеличению числа случаев травматизма от обрушений.

Опыт работы глубоких шахт показывает, что около 80% несчастных случаев от обвалов и обрушений происходят по организационным причинам.

Однако детальный анализ аварий в период 1980-2015 гг. позволяет сделать вывод о том, что во многих случаях, не организационные причины, а недостаточная изученность природы обрушений и, в связи с этим, принятие ошибочных технических решений обусловливает травматизм по рассматриваемому опасному производственному фактору.

Эффективность отработки угольных пластов и безопасность ведения горных работ на шахтах со сложными горно-геологическими условиями зависит от способа управления кровлей в лаве и охраны горных выработок.

При традиционных способах управления кровлей удержанием на кострах или полным обрушением не удается исключить обвалы и обрушения боковых пород.

Анализ применяемых способов охраны выработок показал, что применяемые способы (костры, кусты) являясь эффективными для конкретных условий, теряют свою эффективность при изменении горно-геологических условий.

Наиболее благоприятно на состояние боковых пород и горных выработок, пройденных по пластам со сложными горно-геологическими условиями, влияет способ управления кровлей закладкой выработанного пространства.

Выполненными нами исследованиями было установлено, что закладочный массив, в виде широкой податливой опоры, предотвращает развитие интенсивного трещинообразования в окрестности горных выработок, создает зоны устойчивых пород позади очистного забоя.

Применение широкой податливой опоры в несколько раз снижает концентрацию напряжений во вмещающих породах.

В результате эффективного взаимодействия расслоившихся боковых пород с податливой опорой из-за плавного прогиба последних, концентрация напряжений становится минимальной.

Механизм улучшения состояния боковых пород при применении широких податливых опор заключается в увеличении сил трения и зацепления между породными блоками в кровле и почве, в закрытии над податливой опорой трещин разлома, что способствует сохранению сплошности боковых пород.

Таким образом, при прочих равных условиях, вероятность опасных проявлений природных опасностей в горных выработках глубоких шахт всегда будет большей при отсутствии в выработанном пространстве широкой податливой опоры.

Последняя должна обеспечивать эффективное удержание боковых пород.

Такой подход позволит уменьшить эксплуатационную трещиноватость боковых пород, сохранить выработки в соответствии с требованиями ПБ, а также повысить безопасность труда горнорабочих.

УДК [331.461+613.6.027]:331.44

Д. П. ЗАИКИНА, аспирант,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет», Украина

ПРИМЕРЫ ПРИЧИННО-СЛЕДСТВЕННОЙ СВЯЗИ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ТРАВМАТИЗМА И ПРОФЕССИОНАЛЬНОЙ ЗАБОЛЕВАЕМОСТИ НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ КРИВБАССА

Условия труда на предприятии - это комплекс факторов производственной среды (природно-климатических, технико-технологических, санитарно-гигиенических, эргономических, производственно-эстетических), а также режима, интенсивности процесса труда и т.д. Поэтому комплекс факторов, воздействующих на работника, может быть дифференцирован следующим образом: санитарно-гигиеническая обстановка, состояние охраны труда, безопасности и др.

Однако, в условиях интенсификации технологических процессов, наряду с решением вопросов промышленной безопасности, имеет значение поведение работников в производственном процессе, соблюдение ими требований охраны труда, а также и соответствующий психологический климат в производственном коллективе [1]. Анализ динамики производственного травматизма и профессиональных заболеваний, анкетирование работников служб охраны труда горнорудных предприятий Кривбасса показал, что в основном:

производственный травматизм вызван организационными и психофизиологическими причинами;

вероятность развития профессионального заболевания зависит от условий труда и от стажа работы, близкого к интервалу от 10 до 15 лет, что позволяет использовать 10-летний стаж в качестве точки отсчета при оценки вероятности потери трудоспособности.

Согласно проведенным исследованиям, одним из недостатков в работе по профилактике производственного травматизма и профзаболеваний, следует считать тот факт, что во многих случаях не уделяется должное внимание факторам, сопутствующим и определяющим неизбежность возникновения рисков. Чаще всего, эффективность профилактических мероприятий во многом зависит от самих работников, от их субъективного отношения к требованиям безопасности [1]. При определении направлений в современной концепции охраны труда необходимо также рассматривать и следующие аспекты психологического климата на производстве:

исключение производственных стрессов;

обеспечение баланса между работой и частной жизнью рабочих;

исключение физической и психологической жестокости на производстве;

изучение воздействия психологических и организационных факторов на уровень производственного травматизма и на другие аспекты производства.

Основная идея «климата безопасности» направлена, прежде всего, на исключение производственных стрессов, так как, по мнению украинских и зарубежных специалистов, именно стресс нередко становится причиной производственных ошибок и травм. Последствия стресса на рабочем месте отрицательно влияет на компенсаторные возможности организма человека и физиологическую устойчивость работника к профзаболеваниям, а следовательно увеличивается вероятность потери трудоспособности и уменьшается возрастной ценз работников, у которых регистрируются профзаболевания [2]. Таким образом, сократив воздействие всех неблагоприятных факторов, возможно получить не только существенное снижение уровня производственного травматизма и профзаболеваний , но и заметное снижение сопутствующих финансовых затрат, а также укрепление делового имиджа и конкурентоспособности предприятия [2].

Список литературы

1. **Лесенко Г. В.** Организация безопасности труда на производстве / Лесенко Г. В. – К.: Техніка, 1977. - 192 с.

2. **Кузнецова М. Н.**Охрана труда : теория, методология, практика : автор. … дис. д-ра экон. наук : 08.00.05 / М. Н. Кузнецова. – М., 2015. – 39 с.

УДК 421.54

И.О. ЛУТС, канд. техн. наук, ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

УСТРОЙСТВО ДЛЯ МЕХАНИЧЕСКОЙ УБОРКИ ПРОСЫПЕЙ В ПОДКОНВЕЙЕРНОМ ПРОСТРАНСТВЕ

Наличие просыпей, кроме ухудшения условий труда, приводит к сокращению срока службы определенных узлов и деталей конвейера, и к дополнительному расходу электроэнергии, вследствие увеличения сопротивления движения ленты.

Коэффициент сопротивления движению ленты в запыленной атмосфере увеличивается в два раза за счет проникновения пыли в подшипниковые узлы поддерживающих роликов и барабанов конвейера. Еще больше повышается коэффициент сопротивления при заштыбовке поддерживающих роликов просыпями и при трении ленты о просыпи.

Для уборки просыпей необходимо, чтобы подъемная сила, создаваемая воздушным потоком, была больше силы тяжести и силы трения вместе взятых.

В связи со значительными изменениями в крупности частиц от 1 до 15 мм, экспериментально определена характеристика побудителя тяги с учетом скорости воздуха во всасывающем трубопроводе. В качестве побудителя тяги выбран воздушный эжектор с разрежением не менее 8000 н/м^2 при производительности 6 м^3/мин отсасываемого воздуха.

Как показали эксперименты, при скорости воздуха 40-45 м/с транспортируются все частицы диаметром до 15 мм включительно.

Для уборки пыли и конвейерных просыпей предлагается устройство, конструкция которого состоит из корпуса с прикрепленным к нему фильтрованным элементом и эжектором, отсасывающим рукавом и соплом.

Корпус устройства состоит из торцевых стенок, защитных стенок, выдвижного днища с направляющими и распорок.

При подаче сжатого воздуха в эжектор создается разрежение, благодаря которому подленточныепросыпи и пыль через сопло и рукав поступает в корпус. Фильтровальный элемент не позволяет образующейся при этом пыли выбиваться наружу. Устройство может устанавливаться как на специальной тележке, передвигающейся по направляющим ленточного конвейера, так и подвешиваться на монорельсе.

При уборке пыли и просыпей в откаточных выработках или на конвейере наклонного ствола (если рядом есть рельсовый путь) устройство устанавливается на вагонетку.

При наполнении корпуса просыпями и пылью выдвигается днище и весь материал высыпается на конвейер или в вагонетку. Когда корпус заполняется просыпями и пылью, то последние, благодаря защитным стенкам, практически не попадают в пространство между стенками и фильтровальным элементом, что обеспечивает сохранность фильтроткани.

Стенки по высоте имеют зазоры в верхней и нижней части, обеспечивающие свободный проход фильтруемого воздуха.

В связи с этим обеспечивается необходимая по воздушной нагрузке площадь фильтроткани. От повреждения фильтроткани снаружи целесообразно покрыть ее сверху проволочной сеткой.

После заполнения рабочей емкости устройства выдвигается подвижное дно, и просыпи выпадают на рабочую ветвь конвейерной ленты или в вагонетку. Работа происходит циклично.

Каждый цикл соответствует уборке от просыпей участка конвейера и соответствует шагу роликоопоры, после чего подача сжатого воздуха прекращается, а при переходе к следующему участку, снова возобновляется.

За счет возникающих перепадов давлений происходит автоматическая регенерация фильтроткани. Эксплуатация хлориновой фильтроткани в условиях марганцевых шахт происходит при высокой влажности 98-99 %.

Наблюдения показали, что эти условия мало отражаются на эффекте регенерации. Свойства пыли таковы, что увлажнение ткани и слоя пыли на ней существенно не отражаются на фильтрующей и регенерационной способностях: пыль не цементируется и легко удаляется с ткани. Регулярная уборка просыпей позволяет снизить запыленность воздуха в 1,5-2 раза и тем самым улучшить санитарно-гигиенические условия труда подземных горнорабочих.

УДК 622.8: 331.4

Е.И. КОНОПЕЛЬКО, канд. физ.-мат. наук, доц., Ю. А. ПРЯДКИНА, инженер,
Донецкий Национальный технический университет, Украина

**АНАЛИЗ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ТРАВМАТИЗМА
В ПАО «ШАХТОУПРАВЛЕНИЕ «ПОКРОВСКОЕ»
С ЦЕЛЬЮ СНИЖЕНИЯ ЕГО УРОВНЯ**

В настоящее время уголь является и в ближайшие годы будет единственным энергоносителем, который сможет обеспечить Украине энергетическую независимость. Сложные горно-геологические и горнотехнические условия, несовершенство технологий, изношенность оборудования, недостаточное финансирование охраны труда обусловили высокий уровень травматизма на шахтах Украины. Данные статистики свидетельствуют о снижении уровня травматизма на предприятиях региона и страны в целом. Так, уровень общего травматизма с 1992 г. снизился почти в 10 раз, смертельный – втрое, а коэффициент частоты травматизма за этот период в 1,5 раза, однако он остается самым высоким в мире. Поэтому важность обеспечения безопасных условий труда на производстве для индустриально перегруженного Донбасса весьма актуальна

ПАО «Шахтоуправление «Покровское» является лидером в добыче коксующегося угля в Украине и ставит себе цель «обеспечения максимального уровня безопасности» и как можно быстрее достигнуть общемировых норм промышленной безопасности». Мероприятия, проводимые на шахте приносят положительные результаты. Так, уровень общего травматизма в 2015 г. по сравнению с 1992 г. снизился в 9 раз, а смертельный – втрое, т.е темпы снижения выше, чем в целом по отрасли, где они составляют 6 и 2,5 соответственно. Анализ динамики частоты травматизма в ПАО показывает, что максимума 13,2 он достиг в 2014году, в 2015 он снизился до 10,9 и имеет тенденцию к снижению в этом году. Коэффициент тяжести травматизма изменялся синхронно с коэффициентом частоты (минимальное значение 10,3 в 2012 г., максимальное -12,2 в 2014 г., снизившись до 11,2 в 2015 г.). Наиболее травмоопасными в угольной промышленности являются профессии горнорабочего очистного забоя (в ПАО более 50 % от всех травмированных), проходчика (в ПАО почти 12 %), подземного электрослесаря, крепильщика. Это связано с тем, что данные профессии напрямую связаны с основными опасными производственными факторами, на которые приходится основная доля несчастных случаев. Преимущественным травмирующем фактором в ПАО является повреждения машинами и механизмами - 32 %, обрушения и обвалы - 30 %, падение предметов - 14 %.

Для уменьшения риска травмирования движущими частями оборудования, которые являются источником потенциальной опасности для работников, они должны иметь соответствующие ограждения. Оборудование, у которого ограждение движущихся частей невозможно вследствие их функционального назначения, должно иметь предупреждающую сигнализацию о включении и аварийные средства отключения от электропитания.

В очистных забоях случаи травматизма от обрушений пород кровли чаще всего наблюдаются в раскрепленном призабойном пространстве, особенно за комбайном в месте изгиба конвейера. Риск травмирования уменьшается применением индивидуальной металлической или механизированной крепи, что обеспечивает постоянное нахождение людей под крепью. Для предупреждения непроизвольных обрушений кровли при ее значительном обнажении и исключения связанных с этим несчастных случаев ведение очистных работ и крепление забоя до первичной посадки и сама первичная посадка должна производиться по специальному паспорту. Определение шага первичной посадки для шахт Донбасса может быть выполнено с использованием зависимости шага первичной посадки от мощности основной и непосредственной кровли. Зная шаг первичной посадки и мощность непосредственной кровли, можно своевременно выполнить мероприятия по обеспечению безопасности, которые вносятся в паспорт работ.

Предупреждение опасности обрушений в нишах и на сопряжениях лавы со штреками достигается отказом от ниш и применением механизированной передвижной крепи на сопряжениях.

УДК 519.86: 622.3.012

Б.Б. КОБЫЛЯНСКИЙ, канд. техн. наук, (УНППИ УИПА)
А.Г. МНУХИН, д-р техн. наук, (ЗГИА)

К ВОПРОСУ ВЗАИМОСВЯЗЕЙ МЕЖДУ РАЗЛИЧНЫМИ ГРУППАМИ ДАННЫХ, ХАРАКТЕРИЗУЮЩИХ РАБОТУ ОТРАСЛИ МЕТОДАМИ КОРРЕЛЯЦИОННОГО АНАЛИЗА

Проблема обеспечения безопасности человека на производстве почти всегда решается в условиях ограниченных экономических возможностей. Отсюда вытекает необходимость в разработке таких методов управления охраной труда, которые позволили бы получать управленческие решения, обеспечивающие максимум социального эффекта при ограниченных ресурсах. Реализация такого подхода возможна только через построение и исследование соответствующих математических моделей, учитывающих конкретные условия производства.

Для эффективного изучения связей необходимо использовать совокупности, однородные в отношении тех признаков, связь которых изучается. Чем теснее связь между явлениями, тем больше исключается действие второстепенных причин и тем меньше сказываются случайные влияния. В результате корреляционная связь приближается к функциональной. Поэтому последняя может рассматриваться как предельный случай корреляции. Между техническими явлениями преимущественно действуют объективно существующие корреляционные связи. Однако и в этом случае необходимо четко различать корреляционную и функциональную связь

Предположим, у n объектов, измеряются два признака или переменные x и y. В результате имеем отдельные значения $x_1,x_2,\ldots x_j,\ldots x_n$ и $y_1,y_2,\ldots,y_j\ldots,y_n$. Вначале оба ряда наблюдений рассматриваем раздельно и для каждого из них вычисляем статистические характеристики. Важнейшей из этих характеристик является среднее значение x. Кроме среднего значения вычисляют меру отклонения значений каждой переменной от этой средней. Для этого сначала определяют так называемую сумму квадратов отклонений отдельных значений от среднего. Если разделить сумму квадратов отклонений на n-1, так называемое число степеней свободы, то получим дисперсию. Извлекая корень квадратный из дисперсии, получим характеристику, называемую стандартным отклонением, что является мерой среднего отклонения отдельных значений от их средней.

Теперь рассмотрим вопрос, заключающийся, по существу, в том, как по величине х судить о величине у, что является задачей регрессионного исчисления. Любой паре значений (x_j,y_j) для каждого объекта соответствует точка на графике. Если рассматривать скопление точек на графике, то видно, что с увеличением x значение у также увеличивается. Необходимо провести через это скопление точек прямую так, чтобы исходя из x «как можно точнее» оценить значения y. Эти оценки у принятому методу оценивания являются тогда наиболее точными, если сумма квадратов их вертикальных отклонений от действительных значений по возможности является наименьшей.

Допустима постановка задачи, при которой не интересуются направлением и формой зависимости, а хотели бы знать, как сильна связь между двумя рядами наблюдений, относящихся к одним и тем же объектам. Это уже задача корреляционных исчислений. Коэффициент корреляции служит мерой линейной взаимосвязи между двумя измеряемыми величинами и может принимать значения между +1 и –1. Если он равен нулю, то линейная связь между x и y отсутствует. Если он равен +1 или –1, то связь строго линейная.

Перед вычислением коэффициента корреляции следует проверить гипотезу о нормальности обоих распределений и линейности связи между ними. Это возможно сделать с помощью критерия χ^2. В заключение следует указать на то, что при интерпретации коэффициента корреляции нужно быть как можно осторожнее. Можно привести многочисленные примеры, где высокий коэффициент корреляции появляется при отсутствии причинной связи между явлениями только за счет неоднородности материала. Таким образом, методологии оценки профессионального риска с применением математических методов регрессий и корреляции позволят определить приоритетные направления для разработки мероприятий по профилактике и снижению уровня вредных производственных факторов и профессионального риска. Ранжирование производственных факторов по приоритетам особенно важно в условиях ограниченности ресурсов.

УДК 331.462

В.А. ГЛИВА, д-р техн. наук., В.О. КРУЖИЛКО, аспірант,
Національний авіаційний університет, Україна

СУЧАСНІ ПІДХОДИ ДО ОЦІНКИ ЕФЕКТИВНОСТІ УПРАВЛІННЯ ОХОРОНОЮ ПРАЦІ

За даними останніх років для підприємств переробної промисловості також, як і для України в цілому, характерна стабілізація рівню виробничого травматизму на високих показниках [1], та співвідношення загальної кількості потерпілих від нещасних випадків до кількості смертельно травмованих, що у декілька десятків разів відрізняється від аналогічних показників розвинених країн. Аналіз цих показників свідчить, що до офіційної державної статистики включається лише незначна частина всіх нещасних випадків, які трапляються на підприємствах України.

В умовах сьогодення, підприємства вимушені проводити раціоналізацію виробничих систем шляхом цілеспрямованого впливу на фактори, що формують виробничий процес. За цих умов комплексне застосування новітніх методів управління виробничими системами, у тому числі – системою управління охороною праці, повинно сприяти підвищенню ефективності виробництва підприємства разом з із забезпеченням належного рівня охорони праці, промислової та екологічної безпеки.

У загальному випадку під ефективністю виробництва розуміють співвідношення отриманого результату та затрачених для його втілення ресурсів. Для адекватної оцінки результатів управлінської діяльності в умовах впровадження новітніх методів та технологій пропонується використовувати різновиди ефективності (ефекти), як складові загальної ефективності управління.

Первинною ефективністю називають первинний одноразовий ефект, який отримує підприємство внаслідок впровадження певних заходів. Як правило, даний тип ефективності примножується за рахунок багаторазовості заходів, що використовуються та застосуванні їх у різних підрозділах підприємства. У такій ситуації з'являється мультиплікаційна ефективність, яка проявляється у формі: дифузійного ефекту; ефекту акселерації; резонансного ефекту; ефекту «стартового вибуху».

Дифузійний ефект (від лат. d*iffusion* – розповсюдження) проявляється у випадках, коли певне господарське рішення поширюється відразу на декілька окремих підрозділів підприємства або на декілька галузей економіки. Ефект акселерації (від лат. *acceleratio* – прискорення) представляє собою пришвидшення розповсюдження корисних наслідків від певного господарського рішення. Резонансний ефект полягає у тому, що певне нововведення, яке було успішно реалізовано в одному підрозділі підприємства, створює вплив на інші, пов'язанні з ним, активізуючи тим самим їх розвиток. Ефект «стартового вибуху» має місце у випадку, коли деяке прийняте на підприємстві господарське рішення стає каталізатором, який лавиноподібними темпами пришвидшує зростання ефективності на підприємстві в цілому або його окремих підрозділів чи напрямків діяльності.

Розроблення математичних моделей, що забезпечать наукову підтримку управління з використанням інформаційно-аналітичних систем дозволить покращити ситуацію в цій сфері, забезпечить попереджувальний характер управлінської діяльності, належний рівень планування та контролю виконання заходів з охорони праці. За необхідності на етапі планування заходів можуть залучатися кваліфіковані експерти.

Таким чином, наявність великої кількості різновидів ефективності виробництва свідчить на користь того, що дана категорія є досить широкою і багатогранною, що в свою чергу вимагає найпильнішої уваги до неї. Для практичного оцінювання ефективності управління виробничими системами (у тому числі – управління охороною праці) необхідно застосовувати відповідні математичні моделі та спеціалізовані інформаційно-аналітичні системи.

Список літератури

1. Статистичний бюлетень «Травматизм на виробництві» - Державна служба статистики України, 2015 - [Електронний ресурс]. – Режим доступу: https://ukrstat.org/uk/druk/publicat/Arhiv_u/15/Arch_trav_bl.htm

УДК 622.8: 621.039

О.О. ЛАПШИН, д-р тех. наук, К.В. ЛАЗУРЕНКО, Д.В. ПРОДАН, магістранти
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДИКА ОРГАНІЗАЦІЇ РОБІТ З РАДІАЦІЙНОГО КОНТРОЛЮ НА ШАХТАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

Криворіжжя - один з найбільш багатих корисними копалинами районів України. Більшість відомих родовищ пов'язана з древніми породами Українського щита. Серед яких є корисні копалини: родовища граніту,мармуру, кварцитів, каолінів, бокситів, бурого вугілля, багаті запаси мінеральної сировини для виробництва фарб, родовища вапна, піску,доломіту.

У даний час на шахтах Криворізького залізорудного басейну проводиться видобуток корисної копалини на глубині 1300 м і більше. Зі збільшенням глибини розробки на працівників впливають різні шкідливі фактори виробничого середовища. Тому умови праці на виробництві значною мірою визначаються наявністю виробничих шкідливостей (шкідливих факторів виробничого середовища).

Шкідливі виробничі фактори за характером впливу поділяються на: фізичні (параметри повітря у приміщенні, вібрація, шум, нетоксичний пил, газ, пара, освітленість , різні види випромінювань); хімічні (токсичні речовини); біологічні (мікроорганізми, бактерії, інфекції) та психологічні (фізичні та нервово-психічні перевантаження, монотонність праці, емоційне перевантаження).

Науково-дослідним інститутом промислової медицини Міністерства охорони здоров’я України (НДІПМ) було встановлено, що рівень захворюваності на рак легенів серед підземних працівників Криворізьких залізорудних шахт за 20 років (1970-1989) є високим і у чоловічої статі перевищує середній рівень по Кривому Рогу у 2,7 рази. Високий рівень захворюваності обумовлюється радіаційним станом на шахтах, який визначається здебільшого пило радіаційним фоном, присутністю радіонуклідів, радоном, дочірніми продуктами розпаду радону і торону (ДПР і ДПТ), зовнішнім гама-випромінюванням. Наявність техногенно-підсиленого джерела природного походження може створювати великий рівень онкологічних захворювань. Наявність радону (торону) і ДПР (ДПТ) є найбільш вагомим радіаційним фактором серед наявних на залізорудних шатах. Крім того джерелами радіаційної небезпеки є природні радіонукліди ряду урану - 238 та торію - 232, які знаходяться в руді та гірських породах. Вони надходять у діючі виробки з відшарованих поверхонь гірничих порід, не ізольованих гірничих виробок та зони обвалень. Управління інтенсивністю надходження радону здійснюється такими шляхами: ізоляцією зони обвалення шахти і гірничих виробок, які з’єднують її з робочими горизонтами; налагоджування примусової вентиляції очисних та прохідницьких вибоїв, яка забезпечувала б нормальні санітарно-гігієнічні параметри рудникового повітря за фактором «радон». За нормами радіаційної безпеки України розрізняють три рівні дозового опромінення за яким здійснюється радіаційний контроль.

Шахти за ступенем радонової небезпеки поділяють на три категорії: радонобезпечні, річна ефективна доза опромінення яких не перевищує 1 мЗв (контроль не обов’язковий); помірно радонобезпечні – річна ефективна доза більше 1 мЗв, але менше 5 мЗв (проводиться періодичний контроль); радононебезпечні, річна ефективна доза перевищує 5 мЗв (розробляються заходи щодо зниження величини виробничого опромінення). У випадку неможливості зниження ефективної дози до величини меншої за 5 мЗв на рік на підприємстві вводиться постійний радіаційний контроль. Вимірювання радіаційно небезпечних факторів проводяться відповідною службою шахти по плану-графіку, складеному відповідальною особою, призначеною наказом. План-графік затверджується технічним керівником шахти. Після проведення вимірювань відповідальна особа заповнює протокол, який у нього і зберігається. Відповідальна особа на шахті призначається лише за наявності радіаційнонебезпечних факторів та введенні періодичного чи постійного контролю. Зменшення рівня онкозахворювань гірників на залізорудних шахтах забезпечується проведенням попереднього радіаційного контролю; визначенням радононебезпечних прохідницьких, очисних вибоїв та технологічних експлуатаційних камер; визначенням річної ефективної дози опромінення підземних працівників; визначенням ступінів радонової небезпеки і встановленням категорії шахти щодо радонобезпечності; визначенням доцільності проведення радіаційного контролю та його періодичності.

УДК 622.62

Л.О. МІТЮК, канд. техн. наук., доц., О.С. ІЛЬЧУК, асистент,
Національний технічний університет України «КПІ ім. І.Сікорського», Україна

ПРОБЛЕМИ БЕЗПЕЧНОЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ШАХТНИХ ПІДЙОМНИХ УСТАНОВОК

Робота шахтної підйомної установки пов'язана з ризиком як для обладнання так і для обслуговуючого персоналу, так як, підйомні установки, для збереження їхньої продуктивності, повинні мати все більшу швидкість руху підйомних посудин і велику їх вантажопідйомність.

При неможливості зниження ризику до допустимого рівня в проектній документації повинна передбачатися система заходів, що забезпечує безпеку життя і здоров'я людини та навколишнього середовища.

1. Установка повинна складатися з підйомної машини, підйомного обладнання і гірничотехнічних споруд.

2. Для всіх типів вертикальних гірничих виробок підйомна машина повинна забезпечувати номінальну швидкість.

3. Величина прискорення для вантажних підйомних установок визначається проектною документацією. Прискорення і уповільнення підйомних посудин при проходженні стволів на ділянках руху без напрямних і при розвантаженні бадді повинні бути не більше 0,3 м/с, а при виборі напуску каната, при підйомі бадді для заспокоєння і при посадці її на забій - 0,1 м/с.

Гальмівний пристрій підйомної машини повинно забезпечувати регулювання швидкості в робочих режимах і запобіжного гальмування в аварійній ситуації. Гальмування повинно здійснюватися двома гальмівними приводами і управлятися як машиністом, так і автоматично. Включення запобіжного гальма повинно супроводжуватися автоматичним відключенням двигуна підйомної машини від мережі. При вертикальному і похилому підйомах з кутом нахилу понад 30° гальмівний момент при запобіжному гальмуванні повинен бути не менше 3-кратного статичного моменту обертання при підйомі або спуску розрахункового для машини вантажу.

Робоче гальмо в разі необхідності повинен забезпечувати можливість отримання гальмівного моменту такої ж величини. При кутах нахилу менш 30° гальмівний момент при запобіжному гальмуванні повинен відповідати значенням, наведеним у таблицях Технічного регламенту. При наявності двох роздільних приводів робочого і запобіжного гальмування повинна бути виключена можливість появи гальмівного моменту, що перевищує розрахунковий, внаслідок складання створюваних ними моментів при спільній дії.

При перестановці холостого барабана гальмівний пристрій має розвивати на одному гальмівному шківі гальмівний момент, рівний не менше 1,2 статичного моменту, створюваного вагою підйомної посудини і однією гілкою каната.

Для підйомних установок у вертикальних і похилих виробках з кутом нахилу більше 30°, обладнаних підйомними машинами всіх типів, при включенні запобіжного гальма повинні бути забезпечені встановлені значення уповільнення машини.

В установках зі шківами тертя уповільнення, що створюється робочим або запобіжним гальмуванням, не повинно перевищувати величини, що дає можливість прослизання каната на шківі. При кутах нахилу менше 30° величина уповільнення, створюваного робочим і запобіжним гальмами при підйомі розрахункового вантажу, не повинна перевищувати значень, зазначених у таблицях Технічного регламенту (за умови відсутності набігання посудини на канат). Для виробок зі змінним кутом нахилу уповільнення встановлюється за найменшим куту нахилу в даній виробці.

Виконавчий орган гальма повинен бути забезпечений блокуванням, що виключає можливість розгальмовування машини при надмірному зносі колодок.

Тривалість холостого ходу запобіжного гальма підйомних машин не повинна перевищувати 0,3 с. Час спрацьовування запобіжного гальма (з урахуванням часу холостого ходу) не повинно перевищувати 0,8 с. Будь-яке розмикання ланцюга захисту, незалежно від тривалості його дії, повинно викликати запобіжне гальмування підйомної машини, дія якого може бути припинено тільки машиністом або обслуговуючим персоналом.

УДК 622.807

Т.В. АЛТУХОВА, асистент, Д.С. ДЕНИСЮК, студент,
Красноармійський індустріальний інститут
«Донецький національний технічний університет», Україна

ПИЛОПОДАВЛЕННЯ ПРИ ВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

На сьогодні все більше і більше при розробці вугільних родовищ в атмосферу гірничих виробок виділяється метан, а також велика кількість пилу. Разом з тим встановлено, що в атмосферу гірничих виробок виділяється і радіоактивний газ - радон.

Важливим чинником умов праці шахтарів вугільних шахт є канцерогенна небезпека забруднювачів повітряного середовища.

До теперішнього моменту основним несприятливим професійним чинником у вугільних шахтах є пил.

Пилоутворення відбувається при всіх технологічних процесах видобутку та його ступінь залежить від гірничо-геологічних умов, водообільності шахти, способу виїмки та транспортування вугілля. Встановлено, що на міцному вугіллі пилу утворюється більше, ніж на м'якому, а при видобутку вологого вугілля – рівень пилоутворення досить низький.

Особливо велика кількість пилу, що утворюється при роботі прохідницьких і очисних комбайнів, очисних комплексів.

Концентрація пилу в зоні роботи машиністів комбайнів при відсутності засобів боротьби з пилом можуть досягати сотень мг/м^3 повітря.

Допустимі рівні запиленості повітря на робочих місцях шахтарів вугільних шахт за правилами безпеки праці повинні бути:

вугільний пил і вугільно-породний, що містить більше 10 % вільного кремнозема ГДК не більше 2 мг/м^3;

вугільний пил, що містить від 2 до 10 % вільного кремнозема ГДК не більше 4 мг/м^3;

вугільний пил містить менше 2% вільного кремнозема ГДК не більше 10 мг/м^3.

Найбільш небезпечний з макрокомпонентів пилу - це кремнозем, двоокис кремнію, який активно впливає на легеневу тканину, викликаючи силікоз.

Для запобігання профзахворювань існують різні методи по пилоподавлення.

Пилоподавлення -комплекс способів і засобів попередження забруднення атмосфери пилом, що відбувається в результаті ведення гірничих робіт.

В основі пилоподавлення є зниження пиловиділення і осадження пилу безпосередньо в місцях її утворення.

Оскільки найбільш інтенсивно пил утворюється при роботі очисних і прохідницьких комбайнів, на частку яких припадає 90-95 % всього пилу, що утворюється при проведенні гірничих робіт, то ведуться роботи по пилоподавленню безпосередньо біля виконавчого органу.

Боротьбу з пилом при роботі шарошечного інструменту ведуть за допомогою зрошення його водою, витрата якої становить 0,31-0,93 л/с залежно від діаметра виконавчого органу.

Боротьба з пилом значно ускладнюється при роботі прохідницьких комбайнів вибіркової дії, оскільки неможливість локалізації пилу на цих комбайнах приводить до поширення затриманого пилу у вибої виробки і це є головним недоліком такого методу.

Існує ще один метод пилоподавлення - це затоплення масиву водою. Такий метод теж ефективний, але при цьому відбувається погіршення працездатності гірників.

Виходячи з викладеного дані методи боротьби з пилом недостатньо ефективні, але враховуючи всі недоліки існує ще один, а саме розташування всмоктувального пристрою безпосередньо біля виконавчого органу комбайна.

Цей метод пилоподавлення є найбільш ефективним, так як пил при введенні гірничих робіт буде всмоктуватися відразу в пристрій, а далі по патрубкам потрапляє у ємність з водою, в якому осаджується.

При цьому методі пил не буде розповсюджуватися по виробленню, що в результаті буде запобігати раптовим вибухам.

УДК 622.812

А.В. ГАЙДІНА, студентка, К.К. ТКАЧУК, д-р техн. наук, проф.,
О. Я. ТВЕРДА, канд. техн. наук, ст.викладач, Національний технічний університет України
"Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського"

ДЕГАЗАЦІЯ І УТИЛІЗАЦІЯ ШАХТНОГО МЕТАНУ

Вугільні шахти України характеризуються складними гірничо-геологічними умовами. Середня глибина розробки пластів перевищує 720 м, 90 % працюючих шахт небезпечні за вмістом газу метану, що призводить до вибухів [1].

Одним з основних напрямків щодо скорочення негативного впливу виділень метану в шахтах є підземна і наземна дегазація через свердловини, пробурені в підземних гірничих виробках із поверхні землі. Одержання і утилізація вугільного метану дозволить не тільки скоротити ризик, пов'язаний з вибухами газу, але і зменшити навантаження на забій і тим самим збільшити продуктивність праці шахтарів.

Найбільш поширеними способами дегазації є: попередня пластова дегазація; дегазація виробленого простору свердловинами, пробуреними з поверхні; дегазація виробленого простору свердловинами з підготовчих виробок; бар'єрна дегазація. З поглибленням гірничих робіт великого значення набувають способи попереднього вилучення метану практично з нерозвантажених від гірського тиску пластів, що розробляються в підготовчих і особливо, очисних вибоях.

Перевагами способу є зниження екстремальних виділень метану в період ведення очисних робіт, можливість комплексного використання пластових дегазаційних свердловин для нагнітання води в пласт з метою боротьби з пилоутворенням. До недоліків відносяться: тривалий період попередньої дегазації (понад 100-150 діб), обмежена область застосування, технічна складність буріння пластових свердловин у в'язких і сипучих пластах вугілля.

Загальний принцип прогнозу ефективності способів попередньої дегазації пластів, що розробляються, заснований на оцінці природної газопроникності λ^* для вугілля різного ступеня метаморфізму при різних значеннях зростаючого з глибиною природного тиску газу в пласті [2].

На прикладі шахти "Південна", при дегазації 100 діб, розраховано газопроникність, яка складає $2{,}1\cdot10^{-10}$ м^3, що свідчить про ефективність попередньої дегазації 30-40 %, а отже використання даного способу є доцільним.

Дегазація проводиться в першу чергу з міркувань техніки безпеки, однак в останні роки завдяки розвитку нових технологій і орієнтованості спільноти на використання екологічно чистих видів енергії, використання метану стало стратегічно важливою екологічною та економічною метою.

Оскільки в Україні немає практики масштабного промислового видобутку метану, варто використовувати досвід інших держав. Так, прикладом може слугувати США, де близько 90 % використаного метану з вугільних пластів введено в системи трубопроводу природного газу.

Також широкого поширення набуває використання метану, що надходить зі стовбурів закритих шахт.

Шахтний газ можливо використовувати для нагріву парових котлів або вироблення електроенергії в парових турбінах (закрита шахта "Ахенбах" в Німеччині).

Отже, відкачування метану з шахт практично виключає вірогідність підземних вибухів, а промислове виробництво метану сприяє вирівнюванню паливно-енергетичного балансу країни, завдяки вирішенню проблеми газифікації, добутий з вугільних пластів метан здатен при використанні в енергетиці значно скоротити викиди в атмосферу шкідливих речовин.

Список літератури

1. **Гурьянов В. В.** Состояние газобезопасности и направления работ по совершенствованию дегазации и утилизации шахтного метана на Украине / **В. В. Гурьянов** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2004. – №8. – С. 184–187.

2. **Малышев Ю. Н.** Высокопроизводительная технология дегазации метаноносных угольных пластов на больших глубинах / **Ю. Н. Малышев** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1997. – №6. – С. 78–87.

УДК 351.745

Л.Д. ТРЕТЯКОВА, д-р техн. наук, проф., Л.О. МІТЮК, канд. техн. наук, доц.,
Національний технічний університет України «КПІ ім. І. Сікорського», Україна

ПОПЕРЕДЖЕННЯ АВАРІЙ НА ПІДПРИЄМСТВАХ ВУГІЛЬНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

Головною причиною аварій у вугільних шахтах є вибух метану. Він постійно і в досить великих кількостях виділяється в шахтних просторах. Його адсорбція в більшій своїй частині відбувається у внутрішніх поверхнях вугільних пластів. У вільному вигляді і не в дуже великій кількості ці гази знаходяться безпосередньо в порах вугільного продукту і самих породах. В одній тонні вугілля може накопичувати понад 20,0 м^3 небезпечного газу. Причому тиск в цьому випадку досягає 4 МПА. Кількісні характеристики цих показників залежать від глибини шахти. Кількість газу збільшується з глибиною проведення гірничих робіт. Досягнувши певної наднормативної концентрації (ВКПВ - 14 %) , газ може спровокувати вибух .

Сам процес виділення газу є досить складним. На нього впливають такі чинники як обсяг газу в конкретному вугільному пласті, ступінь проникності вугільного продукту, зміни тектонічного характеру, структурна основа вугільного продукту та інші. Виділення газу - процес перманентний. Він відбувається як на підготовчих виробничих стадіях, так і безпосередньо в момент очищення або просування забою.

Отже, ми робимо висновок, що якщо немає високої концентрації метану та джерела спалахування, то вибуху не буде. Саме тому на шахтах застосовують способи боротьби з метаном такі як недопущення утворення вибухонебезпечної суміші, відведення суфлярних виділень метану, тампонаж суфляри, мікрокапілярного зв'язування метану при високонапірному нагнітанні води в пласт, дегазація вугільних пластів, також важливі заходи щодо запобігання загоряння та вибуху метану (недопущення відкритого вогню, іскріння), і найголовніше виконання всіх вимог пилогазового режиму шахти.

Наступною за частотою причиною аварій на шахтах є обвалення гірських порід. У вугільній промисловості України вірогідність аварій унаслідок цього явища (16,9 %) займає третє місце після аварій, що пов’язані з газодинамічними явищами (28 %), але за абсолютними значеннями смертельного травматизму «обвали й обвалення породи» є основними травмувальними чинниками [3]. Непередбачувані рухи вугільних масивів, як правило, призводять не тільки до обвалу порід, але і до виділення горючих газів. Ці явища мають свої характерні ознаки, які виявляються у наступних факторах:

Гірський масив являє собою форму свічки або кишені в напрямку до порожнини пласта (повстання пласта).

Вугілля після обвалу утворює кут, який можна порівняти з гірським схилом, що має природну форму.

Відносне виділення газу, розраховане як поділ його загальної кількості при обвалі до обсягу обваленого вугілля, не перевищує (і не однаково за значеннями) величини, отриманої як різниця природної газоносності масиву і його залишкових значень.

Проблема обвалення вугільних пластів широко вивчається науковим співтовариством і фахівцями в галузі промислової безпеки. Вони відзначили одну очевидну особливість, яка і призводить до обвалів вугілля - всі вони є наслідком тиску, що утворився в гірських виробках, і дії гравітаційних процесів. Існує теорія, яку можна розглядати як одну з імовірних гіпотез. Відповідно до неї обвали й обвалення, здійснюються через рух сипучих матеріалів, на які перетворився вугільний масив. Цей процес відбувається під механічним впливом, викликаним геологічними тектонічними процесами і високим тиском. Саме тому для запобігання подібних аварій дуже важливим є показники геологічного прогнозу та сейсмопрогнозу ділянки, де добувається чи буде добуватися вугілля.

На нашу думки, саме керівництво має проявляти ініціативу у вирішенні питань безпеки і моніторингу її якості, яке буде проявлятися у заміні застарілого обладнання на нове, спостереженням за виконанням правил безпеки працівників шахт, аналізі геологічних даних та інших важливих факторах.

УДК 622.7:. 622.778:621.318.3

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., Л.Ю. КОМПАНІЄЦЬ, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ МАРГАНЦЕВИХ ШЛАМІВ

За обсягами розвіданих запасів та видобутку марганцевих руд Україна посідає перше місце серед країн СНД і провідне у світі. Розвідані та підготовлені до розвідки запаси марганцевих руд України (Нікопольський басейн та Великотокмацьке родовище) становлять близько 3 млрд т із середнім вмістом марганцю у них 23,1 %. При розробці Нікопольського родовища марганцевих руд в шламосховища Орджонікідзевського гірничо-збагачувального комбінату намито шламів з середнім вмістом марганцю 10-12 %. Крім того, великі потоки шламової пульпи, процеси дренування стічних вод у грунт, пересихання окремих ділянок шламосховищ значно погіршило екологічну та санітарну обстановку в густонаселених районах видобутку та переробки марганцевої руди. Тому розробка нової технології переробки марганцевих шламів, які накопичились за десятки років експлуатації ГЗК, являється актуальною науково-практичною задачею.

При виконанні технологічних випробувань марганцевих шламів з використанням високоінтенсивних сепараторів були поставлені наступні завдання: проаналізувати сучасний стан збагачення марганцевих шламів; розробити методику проведення досліджень; вивчити речовиний, гранулометричний склад марганцевих шламів; вивчити технологічні властивості марганцевих шламів; виконати аналіз та синтез отриманих результатів досліджень та також розробити технологічну схему збагачення марганцевих шламів.

Найбільш технологічно вивчені марганцеві шлами шламосховища «Максимовських ставки». Шлами залягають у вигляді горизонтального пласта потужністю від 3,6 до 16,4 м. Середня вологість складає 25,69%. Справжня щільність становить 2890-2950 кг/м^3, об'ємна щільність 1680 кг/м^3. Вміст марганцю в шламах в середньому становить 13,6%, фосфору - 0,154%. Дослідження проби марганцевих шламів показало, що марганцева сировина складена в основному кварцом (40,5 заг.%), другорядними являються мінерали марганцю (23,7), кальцит (19,2), глинистий мінерал (6,4), гідроксиди залізу (5,6), барит (4,6).

Для магнітного збагачення матеріалу крупністю 3-0,074 мм практиці переробки марганцевих руд застосовуються електромагнітні валкові сепаратори типу ЕВМ.

Були проведені експерименти зі збагаченню вище вказаного продукту на сепараторі ЕВМЛ-27/10, при індукції магнітного поля в робочому зазорі 1,2 Тл. Валок мав виступи (рифлі) розміром 16 мм з кроком 16 мм. Досліди проведені у неперервному режимі з отриманням партій концентрату та хвостів. В результаті дослідів із вихідного живлення сепаратора з вмістом марганцю 14,6 % був отриманий магнітний продукт з вмістом марганцю 34,1 % при виході від вихідного живлення 28,7 % та вилученням в нього марганцю 67,0 %. Вміст марганцю у хвостах склав 6,8 %. аким чином, із вихідних шламів природної крупності 3-0 мм, після видалення із них класу 0,074-0 мм, магнітною сепарацією на валковому сепараторі був отриманий концентрат з вмістом марганцю 34,1 %. Результати вивчення речового складу дозволяють зробити висновок про доцільність застосування магнітних методів збагачення цих продуктів. По отриманим даним проведення аналізів результати встановили що у вихідних шламах у фракціях крупністю +0,56 та 0,315 +0,16 вміст марганцю визначає питому магнітну сприятливість згідно степеневого рівня IV ступеня з достовірністю апроксимації 0,9011 та 0,9583, а у логарифмічного рівняння з достовірністю апроксимації 0,8837 та 0,917 що дозволило обґрунтувати магнітну сепарацію як найбільш раціональний спосіб збагачення марганцевих шламів. Отже, основною метою магнітної сепарації є виділення марганцеворудного концентрату з марганцевих шламів з шламосховища з середнім вмістом марганцю 10-12%, так як результати лабораторних випробувань дозволило довести доцільність і можливість виділення марганцевого концентрату з вмістом марганцю 34.1 %. Тому результати вивчення речовинного складу дозволяють зробити висновок про доцільність застосування магнітних методів збагачення цих продуктів.

УДК 622.776

К.А. ЛЕВЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., П.И. ПИЛОВ, д-р техн. наук, проф.,
И.К. МЛАДЕЦКИЙ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ«Национальный горный университет», Украина

КРИТЕРИИ РАЗДЕЛЕНИЯ В ОПЕРАЦИЯХ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Промышленное освоение природных ресурсов, так или иначе, связано с разделительными процессами. Независимо от метода и объекта разделения – будь то руда, углеводороды, изотопы урана или газы – промышленные разделительные процессы обладают целым рядом общих закономерностей и характеристик, позволяющих применять к их описанию одни и те же математические методы.

Благодаря этому многие достижения и приемы, разработанные и применяемые в одной из отраслей промышленности, используются в других отраслях.

Общей чертой всех разделительных процессов является массовость.

В процессах разделения, всегда существует определенная вероятность того, что даже при четком различии свойств разделяемых частиц некоторая часть их попадает не в целевой продукт.

Таким образом, в результате промышленного применения разделительного процесса из исходной смеси получаются не чистые вещества, а только в той или иной степени, обогащенные или обедненные продукты.

Эту селективность разделения обычно оценивают тремя основными показателями: выход продукта, содержание и извлечение ценного компонента.

Все три показатели или критерии разделительного процесса связаны между собой так, что увеличение эффективности процесса с точки зрения любого из них снижает в какой-то мере эффективность по двум другим.

Это значительно усложняет оценку эффективности процесса разделения в целом, но дает возможность найти компромиссное решение. Выбору однозначного критерия эффективности посвящено значительное число работ [1,2].

В настоящее время выбор критерия оптимальности стал технической необходимостью, обусловливающей не только точность постановками конкретной задачи, но и быстроту ее решения.

Критерий эффективности, предназначенный для исследования разделительных процессов, т.е. технологии, должен отвечать ряду требований, а именно: характеризовать эффективность процесса по конечной цели данного производства; быть количественным и однозначным (выражаться одним числом); обладать свойством полноты или универсальности критерия эффективности; иметь малую вероятность грубых ошибок, и возможность нормирования значения; обладать достаточной чувствительностью к интересующему параметру, простотой и наглядностью. В настоящее время наиболее широкое распространение получил критерий Ханкока-Луйкена, который оценивает содержание ценного минерала в обогащенном и в обедненном продуктах и сравнивает его с содержание в исходном (т.е. извлечение). Таким образом, он учитывает не только эффективность разделения, но и степень подготовки сырья к разделению. Поэтому чем лучше подготовлено сырье (чем выше показатели раскрытия), тем больше значение критерия, а разделительный критерий должен оценивать только разделительные свойства аппарата независимо от качества подготовки сырья. Поэтому предлагается оценивать эффективность сепарации при любой подготовке исходного продукта отношением качества обогащенного продукта к теоретически возможному, что позволит производить более объективную оценку процесса разделения.

Список литературы

1. **Барский Л.А., Плаксин И.Н.** Критерии оптимизации разделительных процессов / монография. - М Наука, 1967. – 118 с.

2. **Шупов Л.П., Друккер С.В., Заверткина Е.Н., Финварб С.М**. Оценка эффективности разделительных процессов и аппаратов на базе применения ЭМВ // Научные основы построения оптимальных схем обогащения минерального сырья: Плаксин. чтения, Москва, 11-13 окт. 1988 г.: Сб. науч. тр. - М., Наука, 1990, – С. 85-87.

UDK 622

I. BAIC, DSc. PhD (Engineering), Associate Prof., Branch Director, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland
W. BLASCHKE, Prof. DSc. PhD (Engineering), Full Professor, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining – Branch in Katowice, Poland

COAL SLURRY DEPOSITS IN SILESIAN PROVINCE – THE STRATEGY OF THE TECHNOLOGICAL DEVELOPMENT

The Institute of Mechanised Construction and Rock Mining Branch in Katowice, together with the Faculty of Mining and Geology of the Silesian University of Technology, have carried out a research and development project entitled "Identification of the energy potential of coal slurries in the national energy balance and the strategy of the technological development in the field of their utilization". The projects aim was to resolve the issue of the accumulation in Silesian Province of 120 million tons of coal slurries generated by beneficiation of hard coal. Throughout more than a century of hard coal mining in Poland, the criteria for usable coal have been changing. Until flotation was mastered on an industrial scale and pulverised coal-fired boilers were introduced to the power industry, fine grains of run-of-mine coal (below 1 mm) were considered waste and deposited in impoundments. In the post-war period, when water-slurry systems in coal preparation plants were not closed systems, coal slurries were also collected in impoundments, thus increasing the amount of this material. In previous years, coal slurry deposits were partly used. They were blended with coal fines and sold as steam coal. Coal slurries of poor quality depreciated this steam coal as a commercial product which was thus reluctantly purchased by potential users. Currently discussion is going on in Poland as to whether it is expedient to use coal slurries: it has been demanded that their sales be forbidden by law. This is the reason why the authors have undertaken studies, as part of the research programme specified above, aimed at improving slurry quality properties using beneficiation methods: our assertion is that coal slurry deposits can be a valuable source of coal and can be economically utilized. At the XVII and XVIII International Coal Preparation Congress, the authors presented the results of studies on coal slurries from more than a dozen deposit sites containing more than 16.5 million Mg of the aforementioned material. The study included an analysis of their chemical properties, i.e., oxides content, heavy metal content and chemical composition of water extracts. Other properties (ash, sulphur and volatile matter content and the net calorific value) were also studied for averaged samples collected from individual deposits. The study has shown that coal slurries contained in the deposits are characterised by the following properties: their ash content ranges from 27% to 64%, sulphur from 0.57% to 2.98% and their net calorific value ranges from 9,265 to 23,293 kJ/kg.

Slurries from most of the deposits do not meet quality standards for steam coal. For this reason samples of slurries from individual deposits were beneficiated. The process was carried out in laboratory conditions. The aim was to determine whether it is possible to obtain concentrates of steam coal from coal slurry deposits using the following methods: flotation, gravity beneficiation in a Reichert separator, beneficiation using a classifying hydrocyclone and beneficiation in a centrifugal classifier. Based on the results, technological systems will be presented for beneficiation of the coal slurry deposits (technical guidelines, technological concepts and cost indicators). The studies of beneficiability conducted by the authors show that quality properties of coal slurries can be improved using beneficiation methods and can be thus adjusted to the requirements of power coal users. This, in turn, confirms our assertion that slurry deposits can be classified as anthropogenic hard coal deposits.

References

1. **Baic I.**, Analiza wielokierunkowego wykorzystania depozytów mułów węglowych wraz z oceną ich oddziaływania na środowisko. Studia – Rozprawy – Monografie nr 191, Wydawnictwo IGSMiE PAN, 2015, pp. 234.

2. **Blaschke W., Baic I**., 2012 - Problematyka depozytów mułów węglowych w Polsce. Energy Policy Journal Vol. 15, № 3, 2012, pp. 211-219.

3. **Blaschke W., Baic I., Sobko W., Szafarczyk J**. – Identification of Coal Sludge Deposit in the Silesian Province. Proceedings of the 17th ICPC, Istanbul, Turkey, 2013,p. 127 – 130.

4. **Lutyński A., Blaschke W., Szpyrka J., Baic I.**: A Study of the Beneficiation of Coal Slurry Deposits to Obtain Quality Properties Which Would Make Them Usable Commercial Energy Products. Proceedings of the 18th International Coal Preparation Congress. Saint Petersburg, Russia, Ed.Springer Vol. 1, 2016, pp. 403-408

5. **Lutyński A., Baic I., Lutyński M**., Potencjał energetyczny zdeponowanych mułów węglowych. Energy Policy Journal Vol. 15, № 3, 2012, pp. 259-271.

6. **Lutyński A., Lutyński M**., Assessment of coal slurry deposits energetic potential and possible utilization paths. Physicochemical Problems of Mineral Processing No. 50, Vol. 1, 2014, pp. 159-168.

УДК 622.775.669.2

Б. К. КЕНЖАЛИЕВ, д-р техн. наук, проф., Н. К. ТУСУПБАЕВ, д-р техн. наук, доц.,
А. М. ЕСЕНГАЗИЕВ, магистр техн. наук, АО «ИМиО», Казахстан

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТРУДНОВСКРЫВАЕМЫХ УГЛИСТЫХ РУД

Мировой спрос на редкоземельные металлы (РЗМ) в последние годы значительно увеличился из-за применения их в различных сферах современной промышленности. Ежегодный рост потребления индивидуальных редких земель (до 25 % в год) значительно опережает рост потребления неразделенных РЗМ (3-5 %). В Казахстане ныне действующие металлургические предприятия извлекают из исходного сырья только основной металл, а сопутствующие РЗМ теряются в хвостах и отходах, в то время как в большинстве случаев их рыночная стоимость, при полном извлечении, превосходит стоимость основного металла.

В связи с этим производство редкоземельных концентратов из углистых полиметаллических руд позволит создать отечественное редкоземельное сырьё для стабильной поставки его в Иртышский редкоземельный комбинат.

Целью исследований явилась разработка технологии получения редкоземельного концентрата из руды месторождения Шалкия. Данная руда относится к труднообогатимым из-за тонкой вкрапленности минералов и наличия тонких углистых веществ.

Проведены работы по изучению минералогического состава руды верхнего и нижнего рудного тела. Суммарное содержание РЗМ в руде в разных пробах составляет 100-120 г/т. Однако проведенные анализы продуктов флотационного обогащения показали, что основная часть РЗМ (свыше 80%) концентрируется в отвальных хвостах.

Поэтому проведено выщелачивание хвостов обогащения сернокислыми растворами. Изучено влияние концентрации раствора H_2SO_4, температуры и продолжительности выщелачивания на извлечение РЗМ в раствор. При использовании раствора 100 г/дм^3 H_2SO_4 концентрация ∑РЗМ в растворе после выщелачивания составила 18,54 мг/дм^3. Повышение температуры в процессе выщелачивания не оказывает существенного влияния на извлечение РЗМ.

Исследована кинетика выщелачивания РЗМ из хвостов флотации сернокислыми растворами. Показано, что основная часть РЗМ выщелачивается в течение 4-8 часов. Дальнейшее увеличение продолжительности выщелачивания приводит к снижению концентрации ∑РЗМ в растворе.

Проведены исследования по катионообменной зкстракции РЗМ с использованием в качестве экстрагента ди-2-этилгексилфосфорной кислоты (Д2ЭГФК) и трибутилфосфат (ТБФ), а также их смеси. Показано, что экстракция празеодима, диспрозия, иттрия и гадолиния происходит преимущественно на первых ступенях экстракции, затем извлечение РЗМ снижается.

Проведены опыты по экстракции РЗМ с использованием смеси экстрагентов ТБФ + Д2ЭГФК. Наиболее высокая концентрация РЗМ получена в рафинате после экстракции смесью 50 % ТБФ + 0,25М Д2ЭГФК. При этом экстракция Ce, Nd и особенно Y протекает достаточно успешно, в то время как Pr, Dy и Gd экстрагируются в меньшей степени.

Изучено осаждение суммы гидроксидов РЗМ из растворов после выщелачивания хвостов флотации. Наилучшие результаты получены при осаждении РЗМ из растворов выщелачивания хвостов флотации 100 г/дм^3 H_2SO_4 – осадок содержит 1208,0 г/т оксидов РЗМ.

Исследованы процессы растворения осадка гидроксидов в слабоконцентрированной азотной кислоте и дальнейшего осаждения РЗМ из азотнокислых растворов в виде оксалатов щавелевой кислотой.

В результате проведенных исследований полученный концентрат содержит 14,9 % редкоземельных металлов в пересчете на их оксиды.

Таким образом, разработана технология получения концентратов РЗМ из полиметаллических руд.

Предлагаемая комбинированная технология получения редкоземельных концентратов является эффективной и экономически целесообразной.

УДК 622

Р.И. СТУРУА, д-р техн. наук. проф., Д.Г. ТАЛАХАДЗЕ, канд. техн. наук. проф.,
А.В. АБШИЛАВА канд. техн. наук., проф., Грузинский технический университет, Грузия

ОПТИМАЛЬНАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ СКЛАДИРОВАННЫХ ХВОСТОВ МЕДНЫХ, УПОРНЫХ РУД МАДНЕУЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Маднеульская медно-обогатительная фабрика сдана в эксплуатации в 1975 г.

За этот период роботы количество складированных хвостов в результате детального опробования хвостахранилища установлено, что среднее содержание меди и золота составляет соответственно: 0,23 % и 0,56 грн/тн.

На основе этих данных хвостохранилище относятся к числу техногенных месторождений.

Установлено, что в минералах сульфидной руды (халькопирит, пирит) золото вкраплено в тонко - эмульсионой форме о также в теллуридах и выделение такого золота возможно только с минералами - носителями.

В работе рассмотрены вопросы переработки складированых хвостов.

Разработанная комбинированная технология предусмотривает получение коллективного флотоконцентрата с выходом 14,09%, с содержанием меди, золото и серы соответственно: 1,3 %, 3,78 гр/тн и 44,3 % при извлечении меди - 83,22%, золота - 84,31 %, серы - 93,3 %.

расмотрены вопросы переработки коллективного концентрата методом Альбиона исследование выщелачивания коллективного концентрата были проведены по двум направлениям:

окислительное выщелачивание измельченного до 10-15 мкм коллективного концентрата когда упорным золотосодержащими минералами является халькопирит и пирит;

окислительное выщелачивание измельченного до 10-15 мкм хвостов полученых в результате селекции коллективного концентрата.

В первом случае выщелачивание осуществлялось в кислой среде при pH=2.5-3 и при температуре 80-90 °C.

После выщелачивания извлечение меды из раствора осуществлялся с помощью цементации а остаток выщелачивания после промывки подвергался цианированием с целью доизвельчения золото.

Установлено, что извлечение меды и золота от коллективного концентрата составляло соответственно 87-89 % и 82-83 %.

Во втором случае упорным золотосодержащим минералом является пирит.

Выщелачивание осуществляли в щелочнои среде. Опыты проводились при разных значениях - pH, и при температуре пульпы - 75-80 °C. Остаток железа в основном выделялся в виде тонкозернистого гётита, который подвергался цианированию.

Полученный гётит и ферригидрит чрезвычайнно стабильны в щелочных цианистых растворах и не растворяется с образованием комплексов цианида железа.

На выходе процесса выщелачивания по технологии Альбиона уровень pH поднимали до 10 и в пульпу подавали непосредственно на стадию цианирования, без отделения твердой фази.

В результате выщелачивания в щелочной среде методом Альбиона обшее извлечение золото составляло 91-92%.

УДК 622.7

Н.И. БЕРЕЗОВСКИЙ, д-р техн. наук, проф., заведующий кафедрой «Горные машины»;
Е.К. КОСТЮКЕВИЧ, канд. техн. наук, доц.
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

К ВОПРОСУ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ СЫРЬЯ ДЛЯ ТОПЛИВНЫХ БРИКЕТОВ

В настоящее время по объемам добычи торфа Республика Беларусь занимает 3-е место в мире, после Финляндии, где ежегодно осваивается 10-15 млн т, и Ирландии, которая разрабатывает 5 млн т. Далее в рейтинге следуют Россия и Канада с ежегодным уровнем добычи по 2 млн т каждая. В общем объеме использования местных видов топлива доля топлива из торфа составляет около 15%, или примерно 3% от всего энергобаланса Республики Беларусь.

Сырье для производства топливных брикетов в ближайшей перспективе будет оставаться одним из основных составляющих в покрытии спроса на топливо для населения и коммунально-бытовых потребителей республики.

Анализ современного состояния вопроса по энергоемкости технологических операций производства топливных брикетов показал, что снижения энергоемкости и улучшения качества сырья можно добиться за счет:

оптимального планирования и разработки моделей производства торфа;

экономного распределения технологического оборудования на производственном участке;

уменьшения дисперсии влажности и зольности сырья;

улучшения фракционного состава;

снижения влажности сырья, увеличения его плотности;

переработки торфа и угля в брикеты.

Главным направлением эффективных исследований в обозначенной области следует считать:

разработку эффективных материалов, интенсифицирующих технологий обогащения сырья и готовой продукции;

снижение удельных норм расхода энергоносителей;

разработку методов для сокращения энергозатрат на заводскую переработку;

альтернативных способов использования тепловой энергии.

Влажность, зольность, дисперсность, плотность являются наиболее определяющими факторами при оценке эффективности обогащения твердых горючих ископаемых. Основные физико-механические показатели твердых горючих ископаемых тесно связаны с категорией грунтов и зависят от ботанического состава, степени разложения и других факторов месторождения.

Проведенные исследования позволили получить зависимость между оценкой стоимости обогащения топлива при предварительном обезвоживании, сушке и удельными затратами энергии.

Нами разработана математическая модель, которая позволяет получить параметры, характеризующие оптимальные затраты энергии, ее стоимость при определенных значениях влажности сырья для производства твердого топлива, поступающего в сушильное отделение торфобрикетного завода. Анализ полученных результатов позволяет оптимизировать управление процессами обогащения сырья на конкретных стадиях.

Современная ситуация в отрасли показывает, что для снижения энергоемкости и стабилизации производства торфяных брикетов целесообразно осуществлять периодический контроль влажности сырья непосредственно перед сушилкой, с помощью влагомера непрерывного или периодического (например, через 5-10 мин) контроля влажности торфа с автоматической записью графиков изменения влажности и подачей соответствующего количества торфа на сушку.

Полученные результаты могут быть использованы при создании, рационализации и интенсификации прогрессивных технологических процессов при обогащении торфа.

УДК 338.5:622.34.002.6.004.12.001.8

Е.К. БАБЕЦ, канд.техн. наук, проф.,И.Е. МЕЛЬНИКОВА, канд. эконом. наук, доц.,
С.Я. ГРЕБЕНЮК, науч. сотр.,
НИГРИ, ГВУЗ «Криворожский национальний университет»

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СБЫТОВОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГОКОВ НА ОСНОВЕ НОРМАТИВНО-ПАРАМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДА ЦЕНООБРАЗОВАНИЯ

В изменяющихся экономических условиях ценовая конъюнктура рынка железорудной продукции ЖРП находиться под сильным влиянием крупных участников рынка, усугубленного перестановкой геополитических приоритетов. Давление, оказываемое политикой наибольших производителей и экспортеров железорудной продукции (ЖРП) в мире приводит к постепенному понижению цен ЖРП. Изучение стратегических планов ключевых участников данного рынка до 2025 года позволяет сделать вывод, что в дальнейшем будет наблюдаться повышение объемов производства ЖРП в мире путем увеличения производственных мощностей, ввода в эксплуатацию ряда новых месторождений и вовлечения в переработку более бедных руд, ранее не используемых. Это приведет к превышению предложения над спросом, изменению типа рынка с установлением «рынка покупателя» как минимум на ближайшие 5-10 лет. Как результат существует угроза того, что ценовые барьеры будут установлены на уровне себестоимости тонны реализованной ЖРП.

При этом, многие из используемых в мире систем ценообразования на базе цены ($ cent/t,$ или $ cent/dmtu) за 1% Fe в ЖРП пропорционально количеству процентов железа не способны обеспечить возврат вложенных средств и расширенное воспроизводство ,а лишь обеспечивают возврат денежных средств близкий или равный себестоимости производства.

Специалистами НИГРИ была изучена мировая практика ценообразования на ЖРС с 1965-2014 гг., в том числе договорная деятельность в направлении сбыта ЖРП, охватывающая наиболее успешный опыт мировой бизнес-практики между крупнейшими участниками рынка (производителями, покупателями, трейдерами) на промежутке последних 10-ти лет. В результате исследований существующего опыта на основе бенчмаркингового похода получена методика позволяющая преодолеть негативное явление ценового диспаритета на ЖРП украинских компаний. Разработанный НИГРИ поход является максимально обоснованным для внедрения в практику сбытовых служб горнорудных предприятий так как базируется на операционном бенчмаркинге ценообразования, а именно методиках, которые уже оправдали доверие участников рынка и эффективно используется ими в практической деятельности на протяжении многих лет. Предложенная методика ценообразования на ЖРП ГОКов основана на базе оценки металлургической ценности (МЦ) сырья,заключающегося в использовании нормативно-параметрического метода на основе химического состава ЖРС. Методика НИГРИ реализовывает единственный из существующих в мировой бизнес-практике походов к ценообразованию на ЖРП который способен методологически обеспечить достижение стратегических преимуществ через:

усиление переговорных позиций по ценам ЖРП на основе высокой доказательной базы мировой бизнес-практики и технико-экономических моделей МЦ продукции ГОКов;

повышение конкурентоспособности ЖРП предприятий и эффективности коммерческой (сбытовой) деятельности на основе модификации механизма ценообразования;

обеспечение методологической базы обоснования трансфертного ценообразования на ЖРС; повышение точности обоснования эффективности и приоритетности инвестиционных проектов направленных на повышение качества ЖРП.

Базирующийся на определении МЦ подход позволяет в условиях «рынка покупателя» избежать необоснованного снижения цен на продукцию украинских горнорудных предприятий, сохранить вектор на формирование и усиление устойчивых конкурентных преимуществ, а закрепив достигнутые рыночные позиции и реализовав стратегию рыночной и продуктовой экспансии увеличить доли рынка украинских компаний на привлекательных сегментах рынка.

УДК 661.842

О. Ю. ВАСИЛЬЧУК, канд. техн. наук,
Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне, Україна

РАЦІОНАЛЬНІ НАПРЯМКИ ПЕРЕРОБКИ ТЕХНОГЕННИХ РОДОВИЩ ФОСФОГІПСУ

Особливістю Рівненської області є розміщення на її території «хімічного гіганта» з виробництва мінеральних добрив ПАТ «РІВНЕАЗОТ». Так в результаті багаторічного складування фосфогіпсу утворилися техногенні родовища фосфогіпсу, які не отримали подальшого використання та переробки через неоднорідний хімічний та структурний склад. Відвали займають площу 58 гектарів і загальна їх кількість становить 15,2 млн т.

Для вирішення задачі, що пов'язана з накопиченням та утилізацією відходів, необхідно провести дослідні роботи, що направлені на оцінку стану галузі та перспектив її розвитку, а також розробити комплекс відповідних заходів. Сучасним розробкам щодо переробки та утилізації фосфогіпсу присвячені роботи багатьох науковців та вчених України і зарубіжжя, зокрема А. Ф. Булата, В. А. Іванова, К. С. Голова, І. А. Трунової, Р. В. Сидоренка, Р. А. Чернишевої, Л. Й. Дворкіна.

Для оцінки перспектив переробки фосфогіпсу з техногенних родовищ необхідно встановити його хімічний склад та наявність інших елементів. Дослідження хімічного складу відвалів фосфогіпсу ВАТ «РІВНЕАЗОТ» проводилися в Національному університеті водного господарства та природокористування під керівництвом проф. Л. Й Дворкіна. Дані щодо хімічного складу приведені у багатьох працях. Отже, склад фосфогіпсу: CaO - 38,4%, SO_3 - 59,7%, P_2O_5 - 0,67%, Cl - 0,67%, Fe_2O_3 - 0,15%, Al_2O_3 - 0,36% F - 0,13%, MgO - 0,03%. За дослідженнями апатитової руди, що походить з Кольського півострова встановлено наявність значної кількість техногенних корисних копалин, а саме рідкоземельних елементів. Їх вміст у фосфогіпсі становить: ітрій - 100 мг/кг; ітербій – 10 - мг/кг; лантан - 500 мг/кг; стронцій - 10 г/кг. Використання фосфогіпсу можливе в шахтах вугільної та інших галузей промисловості – для заповнення закріплюючого простору і викладки охоронних смуг, в якості будівельних матеріалів та мінералізуючи добавок.

Так за дослідженнями Л. Л. Товажнянського та П. А. Капустенка перспективним та економічно вигідним напрямком комплексної переробки фосфогіпсу є добування рідкоземельних елементів через освоєння запасів техногенних родовищ, постійний ріст попиту та вартості на рідкоземельні елементи.

Світові тенденції свідчать про стрімке підвищення попиту на рідкоземельні елементи, які при добавленні їх до складу легких сплавів підвищують їх корозійну стійкість. Зокрема ітрій в радіотехніці і електроніці та металургії. Інший рідкоземельний метал - лантан використовується, зокрема для поліпшення структури, механічних властивостей та корозійної стійкості чавунів, сталей, магнію та алюмінію. В енергетиці застосовується Прометій-147. Сплави таких рідкоземельних елементів як церій, плутоній і торій використовуються як ядерне паливо. Лантановмісні елементи використовуються для виробництва акумуляторних батарей. Оптична промисловість використовує лантаноїди і їх сполуки. Ще одним сучасним напрямком використання фосфогіпсу є створення рентгенозахисних конструкцій із композиційних рентгенозахисних матеріалів з високими рентгенозахисними властивостями. Обґрунтовано параметри рентгенозахисної конструкції, а також ефективність її застосування при захисті від рентгенівського і гамма-випромінювань.

Доведено, що ефективність захисту персоналу при використанні конструкцій з композиційного матеріалу на основі фосфогіпсу залежить як від концентрації рідкоземельних елементів у матриці, так і від щільності матеріалу, а це дозволяє підвищити ефективність захисту персоналу у 1,4–1,5 рази у порівнянні з конструкціями, що місять свинець.

Отже, на основі розглянутих сучасних напрямків використання та переробки техногенних родовищ фосфогіпсу встановлено, що раціональним є добування рідкоземельних елементів (ітрій, лантан, церій, плутоній, торій), а також створення рентгенозахисних конструкцій з композиційних матеріалів на основі фосфогіпсу.

УДК 622.775

К. В. НІКОЛАЄНКО, канд. техн. наук, доц., НАГОРНА Н.О., магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА РОЗРОБКА НОВИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ АГЛОРУДИ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ КРИВБАСУ

Погіршення якості товарної продукції, зростання її собівартості, а також зміна кон'юнктури світового ринку привели до того, що залізорудна продукція вітчизняних виробників майже втратила свою конкурентоспроможність. В цих умовах вирішальне значення набувають питання, пов'язані з поліпшенням якості товарної продукції та зменшенням її собівартості. Видобуток руд підземним способом призводить до неминучого засмічення багатих гематитових руд контактуючими з ними бідними кварцитами і порожньою породою, що в цілому призводить до зниження якості товарної аглоруди. Для вирішення завдання по збагаченню гематит-мартитових руд шахтного видобутку, які використовуються для виробництва агломерату, в даний час важливе значення має створення технічних рішень по підвищенню якості кінцевої продукції, які можливо реалізувати на існуючих дробарно-сортувальних фабриках (ДСФ), без суттєвих капітальних вкладень.

Було проведено дослідження по підвищенню якості аглоруди, шляхом зміни потоків існуючої технологічної схеми ДСФ та використання високоінтенсивної сухої магнітної сепарації кінцевої товарної продукції, на прикладі Шахтоуправління ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг. З метою вибору оптимальної схеми підвищення якості аглоруди існуючої ДСФ було проведено наступні дослідження :

вивчення можливості підвищення якості аглоруди шляхом зміни напрямку руху потоків існуючої технологічної схеми;

вивчення впливу подальшої сухої магнітної сепарації продуктів отриманих після зміни напрямку руху потоків існуючої технологічної схеми на якість кінцевої аглоруди.

При обстеженні існуючої технологічної схеми ДСФ було встановлено, що в кінцевій стадії грохочення, після третьої стадії дроблення, спостерігається низька ефективність операції класифікації. Це свідчить про накопичення в даній операції матеріалу з низьким вмістом заліза, який разубожнює продукти грохочення. Розмикання циркуляції в кінцевій стадії грохочення, після третьої стадії дроблення, дозволило вивести з процесу надрешітний продукт грохота, з низьким вмістом заліза і нормалізувати операцію грохочения. При цьому якість кінцевої аглоруди підвищилась на 2,6% - з 53,2% до 55,8%. Подальша суха магнітна сепарація, отриманої після розмикання циклу дроблення аглоруди, додробленої до крупності 10-0 мм, також дозволила підняти якість кінцевої аглоруди на 2,6% - з 55,8% до 58,4%. За результатам проведених досліджень була розроблена математична модель впливу виводу з процесу дроблення бідної надрешітної фракції та подальшої сухої магнітної сепарації аглоруди на якість кінцевої товарної продукції. Дана залежність описується поліномом другого ступеня

$$\beta_{к\text{-}ту}=60,34+0,106\vartheta+0,89B+0,301\vartheta B, \%$$

де ϑ - вміст заліза в надрешітному продукті контрольного грохочення III стадії дроблення, %; В – індукція магнітного поля сепаратора, Тл.

Проведені технологічні дослідження по збагачуваності руди підземного видобутку за вказаними варіантами показали, що:

по першому варіанту з вихідної аглоруди з вмістом заліза 55,8% можливо отримати магнітний продукт з вмістом заліза 58,5% при його виході від операції 90,7% та вилученні 95,1%; вміст заліза в хвостах склав 29,4%;

по другому варіанту можна отримати магнітний продукт з вмістом заліза 58,4% при його виході від операції 91,0% та вилученні 95,3%; вміст заліза в хвостах склав 29,1%;

по третьому варіанту можна отримати магнітний продукт з вмістом заліза 58,4% при його виході від операції 91,4% та вилученні 95,6%; вміст заліза в хвостах склав 28,5%;

по четвертому варіанту можна отримати магнітний продукт з вмістом заліза 58,2% при його виході від операції 92,8% та вилученні 96,8%; вміст заліза в хвостах склав 24,8%.

На основі проведених досліджень розроблена технологія підвищення якості руди підземного видобутку Шахтоуправління, по якій з вихідної руди з вмістом заліза 53,2% можливо отримати аглоруду з вмістом заліза 58,4% при виході від вихідної 84,5% та вилученні заліза 92,8%. Вміст заліза в хвостах складе 24,7%.

УДК 65.011.56: 622.7.05

Л.В. СКЛЯР, канд. тех. наук, доц., Д.С. ПРОКОПЧУК , магистрант
ДВНЗ «Криворізький національний университет»

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОШЛАКОВ ЗЕЛЕНОДОЛЬСКОЙ ТЭС С ПОЛУЧЕНИЕМ АЛЮМОСИЛИКАТНЫХ МИКРОСФЕР

Переработка твердого топлива связана со значительным выходом минеральных отходов. На сегодняшний день в отвалах четырнадцати ТЭС Украины аккумулировано 358,8 млн т золошлаков на площади 3170 га. Среднегодовой выход шлаков достигает 14 млн т и в связи с ухудшением качества топлива имеет тенденцию к росту. Отвалы занимают значительные земельные площади и являются источниками неблагоприятной экологической обстановки в регионах. Ежегодно увеличивается стоимость транспортировки золы и шлаков ТЭС в отвалы, стоимость строительства золоотвалов и их реконструкции.

Уровень переработки и использования золошлаковых отходов (ЗШО) за последние 10 лет колебался от 3 к 13% их годового выхода. Области использования: добавки в бетон, раствор, цемент, силикатные изделия, производство кирпича, подземное и дорожное строительство.

Часть использования ЗШО в США составляет 22 %, в Китае - 25 %, в странах ЕС - 90 %.

Целью данной работы было разработка комплексной технологии переработки золошлаков Зеленодольской ТЭС с получением железо-, угле- и алюмосодержащих продуктов.

При изучении вещественного состава золошлакового материала применялись гранулометрический, химический, спектральный, оптический, термический, гравитационный и другие анализы.

В результате изучения вещественного состава золошлакового материала установлено, что разделения шлаков на мономинеральные фракции достичь невозможно. Это объясняется спецификой шлакового материала, химической неоднородностью компонентов, их взаимным приплавлением, наличием пузырьков газа внутри шариков стекла, вкрапленностью магнетита и угля в другие фазы и минералы.

Стекловидные шарики и обломки, входящие в состав всех фракций, имеют различные показатели преломления, а, следовательно, и состав. согласно показателям преломления, стекловидная фаза состоит из стекол полевошпатового, кварцевого и железистого составов, железистого кордиерита и кристобалита. Стекла имеют близкие физико-механические свойства: плотность – 2550-2650 кг/м^3, твердость – 5-7,5, удельная магнитная восприимчивость – (0,46-0,92)·10^{-6} см^3/г.

На основании выполненных поисковых исследований по магнитному обогащению и флотации предлагается комплексная технология обогащения с получением железо-, угле - и алюмосодержащих продуктов. Магнитное обогащение позволяет получить железосодержащий продукт с массовой долей железа 35-42 %. Немагнитные продукты представлены на 60-65 % микросферами, в основном черного и черно-белого цвета, 28-30 % силикатным стеклом и 4-6 % угольными зернами.

Алюмосиликатные микросферы представляют собой полые твердые частицы малого размера. При сгорании частиц угля примеси оксида алюминия, кремния и других элементов, присутствующих в природном угле, при высокой температуре образуют сложные силикаты, что принимают в расплавленном состоянии сферическую форму за счет растворенных в силикатах газов.

Диаметр микросферы варьируется от 5 до 500 мкм. Микросфера - уникальный материал, который вот уже более 30 лет используется в самых разных отраслях промышленности: нефтяная промышленность, строительство, керамика, пластины, автомобилестроение.

Комплексная переработка золошлаковых отходов ТЭС позволит решить задачи защиты окружающей среды, получения новых источников дефицитного минерального сырья и материалов.

Материалы исследований будут использованы при разработке технологического задания на проектирование обогатительного комплекса.

УДК 622.7

Н.И. БЕРЕЗОВСКИЙ, д-р техн. наук, проф., зав. кафедры «Горные машины»;
Е.К. КОСТЮКЕВИЧ, канд. техн. наук, доц.
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

ОБОГАЩЕНИЕ СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТВЕРДОГО ТОПЛИВА С ПОМОЩЬЮ КАПИЛЛЯРНО-ПОРИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Анализ состояния вопроса о перспективах эффективного использования торфа в энергетических целях в Республике Беларусь показывает, что остро стоит задача реализации следующих направлений: осуществление мероприятий по техническому переоснащению и модернизации производства топлива из торфа с целью повышения производительности и снижения энергоемкости, внедрение новых технологий по снижению зависимости добычи торфа от погодных условий сезона, расширению его временных рамок.

Проблема искусственного обезвоживания сырья для производства топливных брикетов на протяжении многих лет является актуальной из-за высокого расхода тепла на испарение влаги.

Выполненные аналитические и экспериментальные исследования показывают, что при реализации существующих технологических схем обезвоживания торфа при обогащении сырья для твердого топлива не в полной мере используются потенциальные возможности интенсификации удаления влаги из данного полезного ископаемого.

Для снижения начальной влажности сырья и повышения его плотности в подготовительном отделении брикетного завода может быть предусмотрено механическое обезвоживание торфа с одновременным его обжатием в вальцевом прессе.

Следует отметить, что при влажностях торфа, поступающего на брикетный завод, механическое обезвоживание достаточно энергоемко (60-100 кДж/кг удаленной влаги). Однако, это значительно меньше затрат на удаление того же количества воды при тепловой сушке (3000-5000 кДж/кг испаренной влаги).

Представляет интерес применение для обезвоживания капиллярно-пористых материалов способ, основанный на том, что влажный сыпучий материал, находящийся между двумя непрерывными губчатыми лентами незамкнутой капиллярной структуры, отдает влагу капиллярам этих лент, которые аккумулируют ее, а избыточная влага удаляется при сжатии пористых лент, проходящих между барабанами конвейеров и отжимными роликами. Активным фактором в данном случае является действие капиллярных сил. В настоящее время химическая промышленность производит губчатые материалы, имеющие незамкнутую капиллярную структуру, с высокими прочностными свойствами, которые могут быть применены для целей обезвоживания торфа. К таким материалам относится, например, пенополивинилформаль (ППВФ). Для частичного обезвоживания торфа можно использовать устройство, в котором сырье, проходя между двумя непрерывными губчатыми лентами с незамкнутой капиллярной структурой из ППВФ, отдает влагу капиллярам этих лент, аккумулирующим ее, а затем эта влага удаляется при сжатии пористых лент, проходящих между барабанами конвейеров и отжимными роликами. В качестве пористого легко деформируемого материала может быть использован ППВФ, поглощающий и удерживающий 700-800% воды в условиях неограниченного набухания, и около 450%, если поглощение воды происходит без изменения его объема. Исследованиями установлено, что наиболее эффективно удаление влаги из торфа происходит в начальный период (Δw=9%) при небольшом давлении (0,36 МПа) и высокой влажности (w=75%). Оптимальное время обезвоживания 20 с. Эксперименты показали реальную возможность механического обезвоживания торфа до 44%. После отжатия воды из ППВФ пористая лента достаточно полно восстанавливает свои свойства. Многократное увлажнение и высушивание образцов ППВФ свойств этого материала не изменяет.

Затраты энергии на механическое обезвоживание торфа в подготовительном отделении в любом случае не превысят затрат тепловой энергии на сушку в сушилках. Более того, обжатие фрезерного торфа в валках позволит несколько повысить плотность фрезерного торфа, а это положительно скажется на производительности оборудования при производстве твердого топлива.

УДК 338.5: 622.34.002.6.004.12.001.8

Є.К.БАБЕЦЬ,канд.техн.наук,проф.,
І.Є.МЕЛЬНІКОВА, канд. економ. наук,доц., С.Я.ГРЕБЕНЮК, наук. співр.
НДГРІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА МОДЕЛЕЙ СТРАТЕГІЧНОГО АНАЛІЗУ ПІДТРИМКИ ПРИЙНЯТТЯ УПРАВЛІНСЬКИХ РІШЕНЬ АДАПТОВАНИХ ДО УМОВ ГАЛУЗІ З УРАХУВАННЯМ ЦИКЛІЧНОСТІ І ЗМІННОЇ КОН'ЮНКТУРИ РИНКУ ЗАЛІЗОРУДНОЇ ПРОДУКЦІЇ

Трансформації ринку залізорудної продукції (ЗРП) останніх 10 років значно вплинула на умови роботи залізорудних підприємств,а перехід до нової системи ціноутворення на ЗРП з початком біржової торгівлі на даному ринку значно ускладнили процес розробки та реалізації стратегії розвитку залізорудних підприємств.

Це обґрунтовує актуальність та зумовило підхід до стратегічного планування як до динамічного процесу адаптації, в рамках якого відбувається періодична актуалізація заходів стратегічного набору корпоративної стратегії у змінних умовах зовнішнього середовища.

Метою роботи було забезпечення науково та практично обґрунтованого інструментарію інформаційної підтримки маркетинг менеджменту ГЗКів ГДД ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ» для досягнення планових показників ефективності на основі розробки комп'ютерних моделей і методів прийняття управлінських рішень.

Послідовність вирішення завдань слідуюча:

аналіз кон'юнктури світового ринку ЗРП (сировинної бази, виробництва, інвестиційних проектів, торгівлі і цінової кон'юнктури) . та виділення найвагоміших кон'юнктуро-утворюючих факторів світового ринку ЗРП;

розробка маркетингової моделі аналізу чинників макросередовища на основі методики PEST та проведення PEST-аналізу;

розробка маркетингової моделі вивчення мікросередовища за методикою аналізу конкурентних сил 5 P (Five Competitive Forces) М. Портера, «аналіз рушійних сил» ; аналіз та побудови стратегічного «бізнес-ландшафту» функціонування ГЗК;

розробка моделі SWOT–аналізу ГЗКів і стратегічний аналіз найвагоміших чинників внутрішнього та зовнішнього середовища, можливостей та погроз і формування стратегічних альтернатив розвитку ГЗК;

розробка стратегічної моделі аналізу становища, перспектив розвитку ГЗК та формування стратегічних альтернатив з використанням методики SPACE – аналізу .

розробка моделі оцінки конкурентоспроможності ГЗК і їх продукції ;

розробка стратегічної моделі маркетингового аналізу бізнес-портфелю товарів ГЗК на основі адаптованих до специфіки галузі консалтингових інструментів світової бізнес-практики та отримання рекомендацій щодо ефективних стратегічних напрямів розвитку стратегічних бізнес-одиниць на основі моделі розробленої маркетингового аналізу бізнес-портфелю товарів;

розробка моделі оцінки ефективності інвестиційних проектів ;

розробка моделі Дюпона для сценарної оцінки потенційної ефективності варіантів стратегічних рішень та наведення прикладу її застосування на основі прогнозних гіпотетичних сценаріїв розвитку ринку ЗРП.

Використання результатів роботи дозволяє здійснювати швидкий моніторинг зовнішнього та внутрішнього середовища компанії, забезпечувати оптимальність управлінських рішень направлених на досягнення планових значень показників (KPI) закріплених у стратегії в умовах невизначеності ринку та недостатньої інформації щодо стану та перспектив розвитку зовнішнього середовища; швидко актуалізувати стратегію ГЗК у сучасних економічних умовах.

УДК 65.011.56: 622.7.05

Т. А. ОЛІЙНИК, доктор. техн. наук, проф., О.В. НОСИК, магістрант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА РОЗРОБКА НОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ХРОМІТОВОЇ РУДИ

Останніми роками в зв'язку з розвитком в Україні ринку легованих сталей на підставі використання ферохрому виникає необхідність створення вітчизняної бази цієї сировини.

Середнє Побужжя є єдиним районом в Україні, де відомі родовища і рудо прояви хромітів.

Тим не менш, хімічний склад руд Побужжя не дозволяє застосовувати їх для виробництва стандартного ферохрому з через низьке співвідношення Cr: Fe, рівного ~ 1:1, хоча дана сировина є цінним джерелом хрому, оскільки містить його в середньому близько 25 %.

Вирішити проблему дефіциту хромітової сировини в Україні можливо вивченням характеристик Побужського хромового концентрату як металургійної сировини, а також визначенням принципової можливості його збагачення методами магнітної сепарації та гравітації.

Важливим аспектом у розв'язанні цієї проблеми є: аналіз сучасних технологій збагачення хромітових руд; геологічна та мінерало-технологічна характеристика хромітових руд; теоретичне обґрунтування, експериментальні дослідження і розробка технологічних рекомендацій по використанні вітчизняної сировини.

Практикою збагачення хромітових руд показана доцільність застосування для їхнього поділу таких процесів як гравітаційне збагачення та магнітна сепарація.

При гравітації отримують концентрати з вилучення 80-90 % при вмісті Cr_2O_3 в ньому 48-54 %.

Магнітна сепарація дозволяє отримати концентрати з вмістом окисі хрому в межах 45-51 %, при вилученні 90-99 %.

При комбінації цих же методів маємо вилучення понад 83 % хроміту в кінцевий продукт.

Було встановлено, що Капітанівське родовище хромових руд має промислове значення, його руди представлено: масивними (Cr_2O_3 - 35 %), вкрапленими (Cr_2O_3 - 16-35 %) і рідковкрапленими (Cr_2O_3 <15 %) рудами.

У результаті вивчення руд Капітанівського родовища визначено, що основними рудними мінералами є хромшпінеліди, нерудні - серпентинові і глинисті мінерали.

Встановлено особливості механічних і гравітаційних властивостей, складу і будови хромітових руд Капітанівського родовища, що визначають розділення мінералів гравітаційно-магнітним збагаченням.

Мінералогічні критерії оцінки технологічних властивостей руд Капітанівського родовища:

Неоднорідна текстура з вмістом хромшпінеліду від 1 *n* до 90 %.

Вельми твердий слабо крихкий хромшпінелід (*H*=1321-1490 кг·с/мм^2; $K_{хр}$ =1,9-3,0) утворює зростання по рівним прямолінійним границям з м'якими вторинними силікатами (H=131-147 кг·с/мм^2), обумовлюючи селективність.

Більше 99% зерен хромшпінеліду бідної руди Капітанівського родовища має розмір менше 0,03-0,5 мм, тому крупність її глибокого збагачення не повинна перевищувати 0,5 мм.

Випробування по оцінці збагачуваності, лабораторних проб хромітових руд проводилися з урахуванням розроблених режимів і текстурно-структурних особливостей мінералів і включали первинне збагачення на концентраційному столі, з двома перечистками та чотирма стадіями магнітної сепарації з отриманням концентрату, проміжного продукту і хвостів.

Доведення магнітною сепарацією дозволила отримати концентрати хроміту з вмістом Cr_2O_3- 42,4 % при вилученні 97,4 % з виходом 72,5 %.

На основі проведених досліджень розроблена можлива технологія збагачення хромітової руди.

Доповідь присвячено технології збагачення хромітових руд Побужжя.

УДК 622. 235.6: 550.348.098.64(045)(476)

Н.Н. ПОЛИКАРПОВА, канд. биолог. наук,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

БИОЛОГИЧЕСКОЕ ТЕСТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Кризисная ситуация в экологии планеты стимулировала развитие научной мысли в поисках новых идей, которые могли бы оказаться плодотворными в решении проблем выживания человечества. Одна из таких революционных гипотез, выдвинутая известным американским исследователем Дж. Лавлоком, привела к формированию в современном естествознании концепции живой планеты. В соответствии с ней развиваются новые взгляды на взаимоотношения геологической и биотической составляющей биосферы. Многочисленными исследованиями установлена теснейшая взаимосвязь минеральной среды и населяющих её организмов. При этом основное внимание уделяется вещественным обменным процессам и взаимосвязь между минеральными и биологическими компонентами изучается главным образом на уровне обмена веществом. По закону физико-химического единства живого вещества вся биота состоит из одной довольно узкой группы химических элементов и единообразна по своему биохимическому строению. Поддержание жизнедеятельности организмов осуществляется в процессе метаболизма, который обеспечивается поступающими из внешней среды энергией и веществом. Биохимическими исследованиями установлено, что обменные процессы интенсифицируются не только витаминами и микроэлементами. Энергетические и информационные взаимодействия между минеральными и биологическими объектами исследованы в значительно меньшей мере.

Целью проведенной нами работы явилось установление возможности воздействия минералов и горных пород на растительные организмы при отсутствии обмена веществом между ними. Было проведено несколько серий экспериментов, в которых изменялись условия постановки опытов и объекты наблюдений. Методически отсутствие вещественного контакта между горными породами и растительными объектами обеспечивалось следующим образом. Приблизительно одинакового объема пробы различных горных пород (торфа, гранита, каменной соли, сильвинита, алевролита глины и др.) помещали в пластиковые контейнеры, которые сверху закрывали картонными крышками. На них устанавливали пластиковые поддоны, в которых на фильтровальной бумаге размещалось по 100 семян (в качестве посевного материала чаще использовались овес и пшеница). Семена увлажняли одинаковым количеством воды и наблюдали за их развитием в течении двух недель (фиксировали на фотографиях). По окончании эксперимента развившиеся из семян растения (с корневой системой) извлекали из контейнера, подсчитывали их количество и оценивали по длине и массе. Полученные результаты сопоставляли с контролем (без породы). Анализ полученных данных показал, что исследуемые варианты существенно отличались друг от друга по ростовым параметрам..

К настоящему времени все большее количество естествоиспытателей склоняется к представлению о первичной роли информационных и энергетических процессов в физических взаимодействиях. Особое внимание исследователей привлекают информационные возможности воды В ряде опытов нами исследовались полевые взаимодействия в последовательности горная порода – вода – биологический объект. Семена кабачков, дыни, овса использовали в качестве биологических тестеров наличия энергоинформационного воздействия горных пород на организмы. Образцы горных пород (12 пород различного генезиса) помещали в закрывающиеся пластиковые контейнеры так чтобы максимально заполнить их объем (0,5л.). В предварительно взвешенные пластиковые стаканы, одинакового объема и формы, взятые в количестве, равном числу испытуемых горных пород и контроля (пустой контейнер) наливали равное количество водопроводной воды (150 мл.). Стаканы с водой взвешивали на электронных весах, а затем размещали соответственно варианту на контейнеры заполненные породой, которые размещались в одинаковых условиях в шкафу с закрывающимися стеклянными дверцами. Через две недели определяли величины масс испарившейся и оставшейся в стаканах воды. Существенно, что процесс испарения воды, не имеющей непосредственного контакта с породой, в различных вариантах происходил неодинаково.

УДК 622.7: 017

К.В. НІКОЛАЄНКО, канд. тнхн наук, доц., С.А. САМОЙЛЕНКО, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИКОРИСТАННЯ ШЛАКІВ МЕТАЛУРГІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА У ЯКОСТІ ДЖЕРЕЛА ДОДАТКОВОЇ ЗАЛІЗОВМІСНОЇ ПРОДУКЦІЇ

Вирішальним фактором залучення техногенних родовищ в розробку повинна стати економічна доцільність їх розробки, яка можлива лише за умови розвитку та промислового використання передових інноваційних технологій переробки вторинного матеріалу. У зв'язку з цим є доцільною підготовка інвестиційних проектів за рядом найбільш перспективних об'єктів, залучення яких у господарський обіг має економічний, соціальний чи інший пріоритет.

Необхідно підкреслити, що якщо при видобутку корисних копалин з корінних родовищ необхідно вкладати чималі кошти в будівництво збагачувального комплексу, а також підготовку руди (дроблення, подрібнення і таке інше), то відходи (хвости збагачення і шлаки) вже знаходяться в стані, досить підготовленому до переробки (лежать на поверхні землі, роздроблені і подрібнені) в зоні дії існуючих збагачувальних підприємств.

Цілеспрямованість проведення даної роботи пов’язана необхідністю розробки обґрунтованої технології збагачення залізовміщуючих відходів, як техногенної залізовміщуючої сировини.

Авторами розглянуто питання збагачення лежалих залізовміщуючих шлаків сталеплавильного виробництва..

Метою дослідження було - розробка економічно доцільної технології вилучення з шлаку заліза у вигляді металевої фази і оксидів, для отримання товарної продукції з вмістом заліза загального не менше 62 %, та підготовка вихідних даних для проектування збагачувальної фабрики продуктивністю 1,0 млн. т на рік по вихідній сировині.

Для досягнення мети були вирішенні наступні задачі:

вивчення мінерального складу;

дослідження гранулометричного складу;

вивчення хімічного складу сировини;

за результатами мінералогічних досліджень були розроблені рекомендації до визначення оптимальної схеми збагачення лежалого шлаку;

виконання технологічних експериментів з метою вибору технологічної схеми збагачення;

Вивчено особливості мінерального та речовинного складу залізовміщуючого шлаку закладованого у відвалах. Встановлено, що шлаки сталеплавильного виробництва представлені корисною фазою у вигляді металевого скрапу і оксидів заліза та нерудною, серед якої домінують кварц і вапняк. Вміст заліза загального в вихідному шлаку склав 14 %.

Визначена крупність вихідного матеріалу збагачення, яка необхідна для отримання концентрату. Проведено дослідження та показано, що для отримання із вихідної сировини якісного залізовмісного концентрату необхідна «суха» магнітна технологія, в крупності вихідного шлаку 250-60, 60-20, 20-0 мм. Застосування мокрого збагачення шлаку в крупності 20-0 мм недоцільно, у зв’язку з великими затратами на його подрібнення та збагачення, при малому виході кінцевого концентрату.

Розроблена технологія «сухого» магнітного збагачення, з розділенням вихідної сировини на вузькі класи крупності з подальшою їхньою магнітною сепарацією на сепараторах зі слабким магнітним полем, по якій з вихідної сировини з вмістом заліза 14% можливо отримати концентрат з вмістом заліза 62,3% при виході його 10,1%. При цьому в процесі збагачення утворюється збіднений продукт крупністю 20-0 мм, з виходом від вихідної сировини 50%, який можливо використовувати використовувати в будівельній промисловості для виробництва бетону та цементу. Розраховано та вибрано основне технологічне обладнання для здійснення розробленої технології. В процесі досліджень було отримано математичну модель впливу крупності вихідного живлення на вміст заліза загального в концентраті в магнітному полі.

Отже, використання даної технології дозволяє залучати в переробку лежалі шлаки сталеплавильного виробництва та отримати з них додаткову залізовмісну продукцію у вигляді кондиційного концентрату для подальшого металургійного переділу.

УДК 622.7: 017

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., П.К. НІКОЛАЄНКО, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ РУЙНУВАННЯ РУДНИХ КОМПОНЕНТІВ ВІДСІВУ ДРОБАРНО_СОРТУВАЛЬНИХ ФАБРИК НА ПОКАЗНИКИ ЙОГО ПОДАЛЬШОГО ЗБАГАЧЕННЯ

Актуальність розробки даного питання пов’язана з тим, що в останні роки з ряду об'єктивних причин значно ускладнилася ситуація в гірничодобувній галузі. Наявність великої кількості залізовміщуючих відходів дробарно-сортувальних фабрик з вмістом заліза загального 42% та більше, і труднощі з їх складуванням вимагають рішень по їх утилізації. Одним з рішень є, їх переробка з отриманням додаткової товарної продукції у вигляді аглоруди з вмістом заліза загального 56% та більше.

У зв'язку із цим розробка високоефективної технології рудопідготовки та збагачення залізовмісного крупнокускового відсіву дробарно-сортувальних фабрик є досить актуальним науково-практичним завданням. Проблема актуальна для всього гірничо-металургійного Індії та України і отже, вимагає подальших досліджень. Метою дослідження було: визначення особливостей руйнування мінералів в руді при застосуванні валкової і відцентрової дробарок та стрижневого млина, і впливу їх на показники подальшого збагачення зруйнованого матеріалу.

Об`єктом досліджень була: технологія рудопідготовки залізних руд родовища штату Оріса (Індія) та Криворізького басейну (Україна), як накопичувачів відходів дробарно-сортувальних фабрик.Предмет досліджень: залежність технологічних показників збагачення крупнокускового залізовмісного відсіву ДСФ штату Оріса Індії і ПАТ «Суха Балка» України від виду його руйнування. Вивчено особливості мінерального та речовинного складу відсіву дробарно-сортувальних фабрик штату Оріса (Індія) та Криворізького басейну (Україна).

Було встановлено, що для отримання залізовмісного концентрату з відсіву ДСФ штату Оріса потрібно проведення двух етапів:

рудопідготовка, яка забезпечує максимальне руйнування нерудної (кремніcто-глинистої) складової що накопичується, головним чином, в тонкозернистому матеріалі, при мінімальному руйнуванні рудної складової;

збагачення, основним завданням якого є відділення агрегатів нерудних мінералів від часток гематиту (мартита і залізної слюдки).

Аналізуючи результати дослідження мінерального складу та фізичних властивостей залізовмісного відсіву ДСФ шахти Фрунзе ПАТ «Суха балка» (Україна), встановлено, що основними операціями, які можуть забезпечити оптимальні показники збагачення гематитової сировини, є:

рудопідготовка, яка забезпечує руйнування рудної складової, при мінімальному руйнуванні нерудної складової;

збагачення, основним завданням якого є відділення агрегатів нерудних мінералів від частинок гематиту (мартита і залізної слюдки).

Виконано експериментальні дослідження, по результатам яких рекомендовано здійснювати дроблення залізовмісного відсіву дробарно-сортувальних фабрик в апаратах, в яких руйнування кусків та агрегатів відбувається за рахунок їх роздавлювання або кінетичної енергії удару шматка руди.

При виборі режиму роботи відцентрової дробарки, використовували, розроблену по результатам проведених досліджень, математичну модель впливу швидкості обертання ротора відцентрової дробарки на показники дроблення, що дозволяє оптимізувати режим її роботи.

При вивченні питання ефективності дроблення в валковій дробарці встановлено, що зміна модуля пружності матеріалу визначає величину потенціальної енергії деформації шматків породи у вигляді прямої пропорційної залежності, що обумовлює об’ємне руйнування руди при деформації її в шарі за рахунок виникнення критичної концентрації напруг при контактній взаємодії часток мінеральної сировини.

За результатами досліджень було розроблено рекомендації по обладнанню для ефективного руйнування крупнокускового залізовмісного відсіву ДСФ, які дозволяють при подальшому збагаченні руди отримати товарну продукцію з вмістом заліза 57,2-61,8%.

УДК 622.7: 631.851

Л.В.СКЛЯР, канд. техн. наук, доц., Д.В. СТЕБЕЛЬКО, магистрант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПУТИ СНИЖЕНИЯ СЕРЫ ИЗ МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ЦЕНТРАЛЬНОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА

Наиболее низкое содержание серы в концентратах требуется для окатышей, используемых в процессе прямого восстановления железа, который широко применяется в железорудной промышленности. Согласно требованиям мирового рынка массовая доля серы не должна превышать 0,05-0,1%. Особенностью магнетитового концентрата, получаемого из железных руд Центрального горно-обогатительного комбината методом магнитной сепарации, является наличие серы, которая является важнейшим показателем его качества и снижает экологическую чистоту дальнейшей металлургической переработки. Магнетитовые концентраты ЦГОКа подвергаются окомкованию, в ходе, которого сера частично удаляется. При этом в атмосферу уходит 300 кг/ час оксида серы.

На основании изучения вещественного состава, химических, минералогических свойств магнетитовых концентратов и сульфидных минералов пришли к выводу о целесообразности проведения сульфидной флотации. Анализ физических свойств основных минералов показывает, что сульфидные минералы и магнетит имеют близкую плотность (4,8-5,2 г/см^3), но несколько различаются магнитными свойствами. Пирит и гексагональный пирротин – немагнитные минералы, а моноклинный пирротин – ферромагнетик.

При объяснении различий и технологических свойствах минералов группы пирротина необходимо отметить сильный ковалентно-металлический характер связей. Параметры кристаллической решетки изменяются в зависимости от вещественного состава минерала. Наличие на поверхности пирротина участков, содержащих железо различной валентности, содействует возникновению на поверхности минералов участков с потенциалами значительно разнящимися между собой.

Магнетитовый концентрат представляет собой минеральную систему, в которой массовая доля магнетита составляет 97-98% , примесь серы привносит в концентрат 0,3-0,4%S. Анализ гранулометрического состава магнетитового концентрата показал, что он представляет собой тонкодисперсную систему с достаточно высоким содержанием фракции -0,056 мм, в которой концентрируется 87,3 и 89,4% соответственно железа и сыры. Количество зерен магнетита увеличивается от крупных классов к мелким, такая же тенденция наблюдается и при распределении сульфидных зерен. Сульфиды представлены, в основном пирротином. Высокая хрупкость пирротина приводит к его переизмельчению и перераспределению в класс крупности - 0,056 мм. На первом этапе проводились исследования по установлению реагентного режима и изучению взаимовлияющих факторов на процесс сульфидной флотации магнетитовых концентратов: выбор и расход регулятора среды, активатора сульфидных минералов, собирателя, времени контактирования с реагентами, времени флотации, плотности пульпы. Наилучшие показатели по массовой доле серы и извлечению получены при расходе реагентов (кг/т): бутиловый ксантогенат – 200 г/т, серная кислота – 200 г/т, медный купорос – 400 г/т, вспениватель –ОПСБ –60 г/т. В пенные продукты сульфидной флотации переходит большая часть пирротин-магнетитовых агрегатов, что свидетельствует о том, что оболочки магнетита не препятствуют флотации зерен пирротина, но приводят к дополнительным потерям магнетита с пенным продуктом.

Пенные продукты представлены магнетитом (69-70 %), сульфидами (18-22 %) и апатитом (около 1 %). Исследование камерных продуктов сульфидной флотации показали, что он содержит 8% класса 0,45 мм, содержание серы 0,1 %.

Предлагается этот класс извлекать тонким грохочением, это позволит повысить качество концентрата до 68,73 % и снизить содержание серы до 0,018 %. На основе полученных результатов разработана принципиальная схема доводки магнетитовых концентратов ОАО „ЦГОК”.

Дальнейшие исследования будут направлены на усовершенствование схемы.

УДК 549.211

В. В. СОБОЛЕВ, д-р техн. наук, проф., Н. В. БИЛАН, канд. геол. наук, доц.
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ФИЗИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ МЕТАСТАБИЛЬНЫХ МОНОКРИСТАЛЛОВ АЛМАЗА

Представления об алмазе как об исключительно высокобарной фазе могут распространяться только на процесс зародышеобразования, однако это утверждение не является догмой, поскольку критические концентрации атомарного углерода, при которых происходит спонтанная кристаллизация, могут быть достигнуты способами, не требующими высоких давлений и температур [1]. Необходимость проведения работ обусловлена созданием неэнергоемкой технологии синтеза и необходимостью доказательства идентичности свойств метастабильного алмаза с его природными аналогами. Впервые [2] осуществлен твердофазный синтез метастабильных алмазов при температурах до 1100 К и давлении до 10^6 Па. Установлено, что рост может прерываться на значительное время, а при благоприятных условиях вновь продолжаться. Экспериментальное доказательство дискретности алмазообразования является чрезвычайно важным для разработки теоретических моделей генезиса и прикладных задач, связанных с выявлением потенциально новых источников алмаза в природе. Предполагается, что дискретность природного алмазообразования является характерным процессом только для термодинамически метастабильной области. У выращенных кристаллов обнаружено [3] зональное строение, характеризующееся наличием в монокристальной оболочке центрального поликристалла или генетического центра, состоящего из множества сцепленных между собой нанокристаллов. В ультрафиолетовых лучах алмазы светились голубым, желто-зеленым и оранжевым цветом. Переход от центральной зоны к периферической характеризовался уменьшением примесей азота. Впервые установлено, что соотношение изотопов углерода $^{13}C/^{12}C$ в выращенных монокристаллах на 8‰ превысило аналогичный показатель исходного углеродсодержащего вещества. Свойство кристаллов алмаза сохранять в процессе роста центральный зародыш характеризуется тем, что кристаллизация зародыша в минеральной системе осуществляется спонтанно с высокой скоростью в области высоких пересыщений углеродом, а рост протекает в области термодинамической метастабильности и характеризуется малыми степенями пересыщений. При этом разрыв во времени между законченным процессом зарождения и началом процесса роста монокристальной оболочки может быть весьма продолжительным. Если исходным сырьем является графит, то представления о высокобарных условиях алмазообразования не имеют прямого отношения к генезису алмаза в кимберлитах. Процесс роста в экспериментах достаточно надежно протекает в т.н. области термодинамической метастабильности алмаза, при этом синтезированные алмазы по физическим параметрам не отличаются от кристаллов коренных месторождений. На основании полученных результатов сформулирован следующий физический эффект. Явление твердофазной эпитаксии алмаза, заключается в том, что рост кристаллов алмаза протекает на алмазных частицах в области термодинамической метастабильности в твердой среде, имеющей в своем составе углеродсодержащие самостоятельные фазы или образующей твердые растворы углерода при температуре меньшей 1150 К и давлении от атмосферного до нескольких сотен атмосфер. Рост алмаза протекает в условиях термодинамической метастабильности при наличии в твердой среде углеродсодержащих подвижных компонентов или неустойчивых для данных p,T-параметров углеродсодержащих минеральных фаз. Практическая реализация процесса кристаллизации алмаза в термодинамически метастабильных условиях (в твердой среде, жидкости или в газе) непосредственно связана с выбором источника углерода. Но во всех случаях для обеспечения роста монокристаллов необходим свободный атомарный углерод, т.е. в данном случае проблема выращивания метастабильного алмаза заключается в свойствах углерода – элемента, который в свободном атомарном состоянии на планете не встречается.

Список литературы

1 **Sobolev V.V.** Diamond crystallization in nature / **V.V.Sobolev** // Combustion, Explosion, and Shock Waves (USA). – 1987. – V.23, Namber 1. – P. 83–86.

2. **Sobolev V.V.** Dynamic effects in the production of diamond from solid-solution carbon / **V.V.Sobolev, R.P.Didik, Y.I.Merezko** et al. // Combustion, Explosion, and Shock Waves (USA). – 1984. – V.19, Namber 5. – P. 658–659.

3. **Соболев В.В.** Имитация физико-химических процессов природного алмазообразования / **В.В.Соболев** // В кн. "Геология алмазов – настоящее и будущее". – Воронеж: ВГУ, 2005.–С. 1580–1598.

УДК 622.7: 017

К.В. НІКОЛАЄНКО, канд. техн наук, доц., Є.О. ЧЕРВОНИЙ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗАСТОСУВАННЯ СУХИХ МЕТОДІВ ЗБАГАЧЕННЯ НЕКОНДИЦІЙНИХ ГЕМАТИТОВИХ РУД

Сьогодні в усьому світі заскладовано велику кількість залізовмісних відходів у вигляді пришахтних відвалів некондиційних гематитових руд, які за якісними показниками не відповідають потребам споживачів та потребують збагачення.

Цілеспрямованість проведення даної роботи пов'язана з розширенням сировинної бази металургам за рахунок залучення в переробку техногенних покладів некондиційних гематитових руд.

Авторами розглянуто питання можливості збагачення некондиційних гематитових руд сухими методами.

Мінералогічними дослідженнями встановлено, що основним рудним мінералом матеріалу досліджених проб є гематит, представлений головним чином, зернистим різновидом - мартитом. Вміст мартита в складі матеріалу проб склав 30,2- 52%. Вміст іншого рудоутворюючого мінералу гетита склав 10,2-22,5%. Нерудні мінерали представлені, головним чином, кварцом (4,7-5,6%), гідроксидами алюмінію (8,3-11,8%) та силікатами (4,3-6,1%)..

У свій час проведені досліди зі збагачення гематитових руд магнітним та флотаційним методами. Застосуванню флотаційного методу збагачення заважає недостатньо вивчені екологічні наслідки в густонаселений районах. Крім того, як показав досвід роботи збагачувальних фабрик комбінатів, цей метод не дозволяє досягнути планових показників якості та виходу кінцевих продуктів збагачення.

Магнітний метод використовувався для збагачення бідних гематитових руд України в різних варіантах (високоінтенсивна магнітна сепарація на КГЗКОР та ГЗК комбінату «Арселор Міттал», магнітна сепарація при виробництві агломераційної руди на устаткуванні фірми «Укрекологія»). Треба відмітити, що для отримання якісних показників у попередніх дослідженнях використовувалися мокрі методи збагачення при яких була потреба мокрого складування відходів виробництва у хвостосховищах. Це значно ускладнювало та здорожувало процес виробництва потребуючи великих затрат на спорудження хвостосховищ та їх утримання.

Крім того спорудження мокрого хвостосховища в районі підземного видобутку руди, на промплощадці де розташовані відвали некондиційних гематитових руд, являє небезпеку для самого процесу видобутку за рахунок потрапляння води з площини хвостосховища у шахту.

В процесі збагачення досліджуємої руди було виділено два основних етапи:

рудопідготовка, що складається в дробленні руди до крупності, що забезпечує достатньо ефективне розкриття рудних і нерудних часток;

збагачення, основним завданням якого є відділення агрегатів нерудних мінералів (кварцу та гідроксиду алюмінію) від часток гематиту (мартита і залізної слюдки) і гетиту.

Метою дослідження є розробка оптимальної технології сухого збагачення некондиційних гематитових руд для отримання з них концентрату з вмістом заліза загального не менше 62%. Проведено дослідження збагачення некондиційних гематитових руд магнітним та гравітаційним методом та обґрунтовано вибір переваги «сухого» гравітаційно-магнітного збагачення.

Для визначення технології збагачення за «сухою» гравітаційно-магнітною схемою проведенні дослідження з використанням повітряного сепаратора та магнітного сепаратора з постійними магнітами високої енергії.

Розроблена технологія збагачення некондиційних гематитових руд, яка дозволяє отримати з вихідної руди крупністю 5-0 мм, з масовою часткою заліза 52,6% гематитовий концентрат з масовою часткою заліза 62,1%, при виході 50,1% та вилученні заліза 59,1%. Вміст гематиту в концентраті склав 88,1%. Виконано розрахунок основного технологічного обладнання.

Отже, використання даної сухої технології дозволяє залучати в переробку некондиційні гематитові руди та отримати з них кондиційний концентрат для металургійного переділу.

УДК 622.7: 017

Л.В.СКЛЯР, канд. техн. наук, доц., В.О. ТКАЧЕНКО, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ШАХТНИХ РУД КРИВБАСУ З УРАХУВАННЯМ ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ

Запаси окислених залізистих кварцитів у Кривбасі складають 15-20% загальних запасів залізорудної сировини. Окислені руди розглядаються як основне джерело сировини для нарощування та підтримки потужностей гірничо-збагачувальних фабрик.

Аналіз раніше виконаних робіт зі збагачення кускових руд показав, що на даний час основними напрямами підвищення якості кускових руд є відсадка та суха магнітна сепарація. Були проведені дослідження з отримання методом відсадки концентратів з масовою часткою заліза на рівні 56% на рудах РУ ім. Леніна, та РУ ім. Карла Лібкнехта (шахта «Родина»). Другим напрямом підвищення якості виявлено дослідження з використанням сухої магнітної сепарації за двома класами 250-35 і 35-0 мм. Були отримані результати, які показують принципіальну можливість СМС магнетитових кварцитів підземного добутку. Технологія переробки некондиційної руди вперше була запропонована спеціалістами ООО «НПП «Укрекологія» і отримала широке розповсюдження на шахтах і кар'єрах повторної виробки шахтних полів Криворізького залізорудного басейну. Використання того чи іншого метода визначається фізико – механічними властивостями руди.

У роботі досконало вивчено склад та технологічні властивості шахтної сировини, проведено дослідження фізико-механічних властивостей, гранулометричного, речовинного складів кускових руд поточного видобутку рудного басейну: ім. Р. Люксембург, ім. Кірова, ім. Фрунзе, ім. ХХ партз'їзду, ім. Леніна, ім. К. Лібкнехта. Проведено дослідження гранулометричного складу руд шахтного видобутку Кривбасу на стадіях: випуску з блоків; після дроблення підземними дробарками; після дроблення дробарками крупного дроблення.

Результати досліджень гранулометричного та речовинного складів показали, що вміст заліза від крупних до більш дрібних фракцій закономірно збільшується. За вмістом заліза кускові руди у класах крупності +100÷–50 мм є некондиційними, які представлено на 30-35% мартитом, гематит-мартитом, дисперсно-гематито-гетитовими рудами та на 60 65% некондиційними залізистими кварцитами. Крупні фракції представлено рудами високої та середньої міцності, а дрібні менш міцними породами. При переході від крупних фракцій до дрібних спостерігається зниження питомої ваги. Встановлено загальні тенденції та кількісні показники зміни фізико-механічних властивостей (густина у масиві, пористість, коефіцієнт міцності, питома робота руйнування) поточного видобутку на шахтах, що відрізняються співвідношенням рудної, кварцитової та нерудної частин. В основу прогнозної оцінки масової частки заліза у фракціях крупності покладені залежності між сумарним виходом даної крупності і вмістом в них заліза, які отримано за експериментальними даними. Наведено дані гранулометричного та якісного складу залізних руд, за якими можна визначити вихід та вміст заліза в будь-якій фракції крупності. Наведено розрахункові значення кускових фракцій в залежності від коефіцієнту міцності. Встановлені закономірності вказують, що суттєве підвищення якості товарних руд може бути досягнуто за рахунок відділення деякого об'єму некондиційних кускових руд і заповнення утворених при цьому втрат металу шляхом довипуску розубожених руд.

Рекомендована схема кускових руд Скелеватського кар'єру включає: відсадження класу 10-0 мм; згущення концентрату відсадження; фільтрування концентрат; класифікацію хвостів по класу 0,3 мм; згущення хвостів. При масовій частці заліза у вихідній руді 49,4 % вихід концентрату з масовою часткою заліза 57,5% склав 65,0%, вилучення - 82,1 %.

Рекомендована схема шахти «Родина»: дроблення вихідної руди до крупності 25-0 мм; попереднє грохочення по класу 3-0 мм; подрібнення до крупності 3-0 мм; класифікацію по класу 0,1 мм; відсадження; згущення і фільтрування концентрату відсадження; грохочення хвостів відсадження по класу 0,5 мм; згущення і фільтрацію хвостів.

УДК 622.235.6: 550.348.098.64(045)(476)

И.М. КОВАЛЁВА, преподаватель кафедры «Горные работы»,
Белорусский национальный технический университет, Республика Беларусь

МЕТОДИКА УСРЕДНЕНИЯ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОГОРИЗОНТНОГО КАРТИРОВАНИЯ ЗАПАСОВ

Повышение качества продукции и рост технико-экономических показателей горно-обогатительных предприятий в целом зависит от однородности качества исходного материала, а высокое качество конечных продуктов обогащения – от качества сырья, которое поступает на обогатительную фабрику.

Так как всякая перерабатывающая система настроена, как правило, настроена на средний уровень качества исходного продукта, то если качество изменилось, то необходимо изменить параметры технологического процесса перерабатывающей системы, но возможности адаптации перерабатывающего оборудования к отклонению качества полезного ископаемого весьма ограничены. И поэтому всякое изменение качества исходного продукта ведет к негативным последствиям, например к уменьшению выхода концентрата, снижению его качества и повышению расхода энергии на его переработку.

Однородность качества исходного сырья по одному или нескольким признакам, характеризующим его обогатимость, обеспечивается усреднением. Сущность усреднения – смешивание руд различного качества для получения однородной по составу рудной массы.

Усреднение - сложный технологический процесс, направленный на повышение однородности качественного состава сырья, упрощает управление технологическим процессом и позволяет его автоматизировать. Начинается он в забоях карьеров и рудников, продолжается на складах карьеров и шахт, дробильно-сортировочных, обогатительных и агломерационных фабриках, а заканчивается на металлургических заводах или других предприятиях, выпускающих конечную продукцию.

Современные методы оценки степени смешивания полезного ископаемого основаны на методах статистического анализа. Из математической статистики известно, что наиболее просто статистический материал анализируется по одной случайной величине. Чтобы оценить качество смешивания одной случайной величиной, смесь условно считают двухкомпонентной, хотя в процессах обогащения полезных ископаемых смесь фактически является многокомпонентной. О качестве смеси судят по степени распределения одного ценного компонента в массе пустой породы. В двухкомпонентной смеси случайной величиной является содержание ценного компонента, например, содержание гравия в смеси.

Управление качеством смеси начинается с геолого-технологического картирования запасов. Карты качества отстраиваются по единичным или комплексным показателям. Это графическое изображение поверхности пласта или его участка, разделенное на зоны, однородные по уровням значения какого-либо показателя. Для каждого показателя отстраивается отдельная карта.

Для обработки начальных данных по запасам используется большое количество программных средств, таких фирм как Suprac Software International, DataMine, GeostatSoftware Inc., LYNX Geosystems Inc., AQUILA Mining Systems Ltd., Easy Trace.

Все необходимые начальные данные помещены на один лист: карта горизонта с блокировкой и сетью разведочных линий, т.е. секторов и таблица показателей качества в каждом секторе. По материалам карт на практике производятся расчеты качественных характеристик полезного ископаемого при планировании добычных работ, выборе оптимального варианта этих работ, расстановки горного оборудования. Карты качества являются необходимым источником информации при составлении планов добычи полезного ископаемого по сортам, расчете шихты в соответствии с ТУ и требованиями потребителей при оперативном, текущем и перспективном планировании.

Недостатком использования таких карт является высокая погрешность в точности определения качественного показателя, поскольку зачастую он распространяется на всю мощность пласта и его значительную площадь.

УДК 622.765 (075)

М.Р. ШАУТЕНОВ, канд. техн. наук, проф.,
Ш.А. ТЕЛКОВ, канд. техн. наук, доц., Г.Е.АСКАРОВА, магистр
Казахский национальный Исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, г.Алматы, Казахстан

РАЗРАБОТКА ОПТИМАЛЬНОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД КОСМУРЫНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Полиметаллические медно-цинковые руды являются наиболее сложными и трудными объектами флотации. Труднообогатимость данного типа руды объясняется тем, что с сульфидными минералами извлекаемых металлов в руде присутствуют окислы, сульфаты и карбонаты. Высокое содержание пирита также негативно сказывается на процессе флотации. Нередко в этих рудах сульфиды меди и цинка встречаются в агрегатном вкрапленном виде. В таких случаях становится целесообразным обогащение медных минералов по коллективной схеме флотации [1-3].

Авторами работы проведены исследования по разработке флотационной технологии обогащения медно-цинковой руды месторождения Космурын с получением коллективного медно – цинкового концентрата.

Основным промышленно-ценным минералом являются вторичные сульфиды меди. Халькопирит имеет подчиненное значение. Сфалерит имеет ограниченное распространение. Пирит – основной сопутствующий медной минерализации рудный минерал. Вмещающие породы представлены обломками кварца, полевых шпатов и соответствующих по составу породами. Исследуемая руда является очень хрупкой, так как легко измельчается.

Для лабораторного определения измельчаемости руды проба дробилась на лабораторной щековой дробилке до крупности –2,5+0 мм и измельчалась в лабораторной стержневой мельнице. Подбор требований к крупности измельченного продукта проводился путем изучения влияния крупности исходного питания на результаты цикла основной флотации

Далее проводились исследования по флотационному обогащению исследуемой руды с получением коллективного медно-цинкового концентрата. Разработанная схема флотации включает: основную коллективную флотацию, контрольную флотацию и перечистки чернового коллективного концентрата. Подбор технологического режима флотации осуществлялся с использованием математических методов планирования экспериментов (метод «крутого восхождения» Бокса-Уилсона).

Оптимальный режим флотации составил:

крупность измельчения 80% класса менее 0,074 мм;

pH среды в процессе измельчения и флотации 10,5-10,7;

расход бутилового ксантогената 55 г/т, с дробной подачей (до 3 раз);

расход пенообразователя Т-80-60 г/т.

Результаты коллективной флотации исследуемой руды по рекомендуемой схеме приведена в табл. 1.

Таблица 1

Результаты коллективной флотации исследуемой руды по рекомендуемой схеме

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
Концентрат	22,81	19,01	2,25	90,34	72,28
Хвосты	77,19	0,60	0,25	9,66	27,72
Руда	100,0	4,8	0,71	100,0	100,0

По разработанной технологической схеме обогащения медно-цинковой руды выход концентрата составил 22,81 %, с содержанием меди 19,01 % цинка 2,25 %, извлечением меди 90,34% цинка 72,28%.

Список литературы

1. **Годэн А.М.** Флотация. - М.: Госгортехиздат, - 1959, - 653 с.

2. **Тарасов А.В., Н.И.Уткин**. Технология цветной металлургии. М.: Металлургия, - 1999, - 519 с.

3. **Глембоцкий В.А., Классен В.И.** Флотационные методы обогащения.- М.: Недра,1981

4. **Митрофанов С.И.** Селективная флотация. – М.: Недра, 1967

5. **Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А**. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, - 1990, - 363 с.

УДК 62.01: 622

О.С. КОВРОВ, канд. техн. наук, проф., І.І. КЛІМКІНА, канд. біол. наук, доц.,
О.А. ІВАНОВА, студентка, Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»

БІОМАЙНІНГ ТА ФІТОРЕМЕДІАЦІЯ: ІННОВАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ В ГІРНИЦТВІ

Зростаючий тиск екологічних проблем пов'язаних з розробкою мінерально-енергетичних ресурсів призводить до усвідомлення доцільності альтернативних виробництв.

Новими та перспективними трендами розвитку гірничо-металургійного сектору економіки постають інноваційні технології біомайнінгу та фіторемедіації, які поєднують в собі потенціал живих організмів здатних до селективного вилучення цінних елементів зокрема рідкоземельних металів з некондиційних руд та промислових відходів.

Гірничі компанії добре розуміють потенціальні перспективи використання мікроорганізмів та рослин для альтернативного гірництва тому промислове значення цих технологій постійно зростає.

Вищенаведені технології вивчаються на кафедрі екології Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» в рамках чотирирічного освітнього проекту DAAD *«Біотехнології в гірництві – інтеграція нових технологій в освітню практику»*, який реалізується спільно з Технічним університетом «Фрайберзька гірнича академія» (Німеччина) з 2015 року.

Термін «*біомайнінг»* є відносно новим як для фахівців в галузі гірництва, так і для спеціалістів в сфері екології.

Він охоплює застосування широкого спектру екологічно чистих «зелених» технологій в гірничодобувній промисловості, які базуються на процесах біовилуговування, біологічного очищення шахтних вод, бактеріального знесірчення вугілля, фіторемедиації забруднених територій та інших технологіях.

Технології *біомайнінгу* умовно розподіляються на два напрями:

біосорбція, використання мікроорганізмів для видобування металів в розчин завдяки зв'язуванню металу, утворенню хімічного комплексу або абсорбції клітинними молекулами;

біовилуговування, використання мікроорганізмів для видобування металів з руд шляхом виведення їх у розчин;

Технології *фіторемедіації* об'єднують низку фітотехнологій орієнтованих на відновлення техногенних ландшафтів (відвалів, шламонакопичувачів, полігонів відходів тощо) до стану природних екосистем, а також вилучення важких металів, нафтопродуктів та інших забруднюючих довкілля речовин біомасою рослин з подальшою комплексною утилізацією біомаси.

Цей напрям наразі набуває популярності та широко використовується в комерційних цілях в США, Німеччині, Франції, Іспанії та інших країнах.

Сучасні фітотехнології охоплюють переважно наступні способи:

фітоекстракція, найбільш поширена технологія вилучення важких металів шляхом поглинання з грунту та накопичення в коренях та біомасі рослини;

фітодеградація, деструкція органічних забруднювачів через процеси метаболізму рослин до простих молекул;

фітостимуляція, стимуляція мікроорганізмів ґрунту через активність рослин шляхом вивільнення ексудатів (ензимів) в прикореневу зону;

фітостабілізація, використання рослин для зниження мобільності та вільної міграції потенційних забруднювачів у ґрунті та ґрунтових водах;

фітовипаровування,

ризофільтрація, технологія водної рекультивації шляхом абсорбції, концентрації та зв'язування забруднювачів корінням рослин;

ризодеградація, використання рослинами потенціалу специфічних бактерій ризосфери кореня для деструкції забруднювачів.

Таким чином, комплексне впровадження сучасних біотехнологій в гірництві створює сприятливе підґрунтя для альтернативної розробки та переробки корисних копалин шляхом використання потенціалу різноманітних метаболічних процесів рослин та мікроорганізмів задля екологізації процесів гірничого виробництва.

УДК 65.011.56: 622.7.05

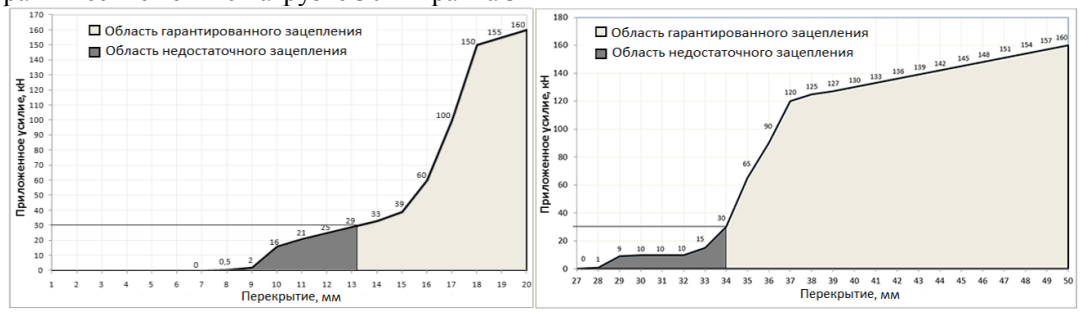
М.В. ДУБИНИН, младший научн. сотр., НИИГМ им. М.М. Федорова (Киевский филиал)

ЗАВИСИМОСТЬ КАЧЕСТВА ЗАЦЕПЛЕНИЯ НАПРАВЛЯЮЩИХ УСТРОЙСТВ ПОДЪЕМНЫХ СОСУДОВ ОТ ВИДА ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ И ТИПОРАЗМЕРА КОРОБЧАТЫХ ПРОВОДНИКОВ ЖЕСТКОЙ АРМИРОВКИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Большое количество вертикальных стволов угольных шахт Украины, оборудованы жесткой армировкой с проводниками коробчатого сечения (расположенными с двух противоположных сторон относительно подъемного сосуда), которые по виду сечения и способу изготовления делятся на два вида: с закругленными углами; с фаской на двух из четырех граней (изготовлен из уголка).

Исследования по определению влияния параметров формы поперечного сечения проводника на величину минимально допустимого перекрытия боковыми гранями башмаков боковых плоскостей проводника по критерию выхода подъемного сосуда из зацепления в зависимости от действующих динамических нагрузок представлены в статье [1].

Указанные выше исследования проводились на примере системы «сосуд-армировка» для коробчатых проводников разных типоразмеров и форм поперечного сечения, полученные результаты представлены в виде графиков на рис. 1, сравнивая их видно, что величина минимально допустимого перекрытия имеет нелинейную зависимость от величины радиуса закругления ребер проводника при одном и том же значении боковой силы, действующей на башмак со стороны подъемного сосуда В первом случае (рис.1*а*) радиус закругления равен 26 мм, а минимально допустимая величина перекрытия при боковой ударной нагрузке 29 кН равна 13 мм. Во втором случае (рис.1*б*), радиус закругления равен 42 мм, а величина минимально допустимого перекрытия при практические той же нагрузке 30 кН равна 34 мм



а) *б)*

Рис. 1. График, определяющий зависимость между боковой нагрузкой и минимально допустимым перекрытием башмаком проводника по критерию выхода из зацепления: *а* - для проводников коробчатого сечения 180×180×16 мм с радиусом закругления ребер 26 мм; *б* - для проводников коробчатого сечения 200×200×14 мм с радиусом закругления ребер 42 мм

Отсюда видно, что увеличение радиуса закругления ребер проводников приводит к увеличению величины минимально допустимого перекрытия плоскими поверхностями башмаков боковых поверхностей коробчатых проводников. Проведенные исследования показывают, что по качеству зацепления наилучший результат показывает проводник с прямыми углами (на графиках не представлен т.к. для него величина минимально допустимого перекрытия равна 2 мм при ударной нагрузке 200 кН, небольшой его недостаток, увеличивающий величину минимально допустимого перекрытия – наличие фаски). У проводников с закругленными углами по мере увеличения механического износа величина минимально допустимого перекрытия по критерию выхода сосуда из зацепления уменьшается из-за увеличения плоской части рабочей боковой поверхности проводника за счет истирания области закругления ребра. Однако, несущая способность такого проводника по критерию прочности уменьшается несмотря на то, что с ростом износа допустимая нагрузочная характеристика по критерию зацепления увеличивается. Поэтому, работоспособность такой армировки в процессе эксплуатации необходимо оценивать с учетом совместного влияния всех факторов с одновременным аппаратурным контролем динамических нагрузок на проводники в лобовой и боковой плоскостях.

Список литературы

1. **Ильин С.Р.** Спектральный и деформационный анализ систем «сосуд - армировка» вертикальных стволов / **Ильин С.Р., Дубинин М.В.** // Геотехническая механика: Меж-ведомственный сборник научных трудов, Вып. 122. – Днепропетровск, 2015. - С.157 – 186.

УДК 332.142.4

М.В. ПЕТЛЁВАНЫЙ, канд. техн. наук, доц., Ю.А. СЕМИГОДОВА, студентка
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ В УКРАИНЕ

В настоящее время на территории Украине в результате деятельности предприятий накоплено накоплено около 25 млрд т твердых отходов, которые занимают площадь около 150 тыс. га [1]. Потенциальных техногенных месторождений, которые целесообразно разрабатывать в Украине насчитывается около 600, а законодательно утвержденных - 13. Анализ данных национального доклада о состоянии окружающей природной среды, государственной службы статистики, экологического паспорта, который находятся в публичном открытом доступе позволил установить, что основными регионами-лидерами по ежегодному накоплению отходов всех классов опасности являются Днепропетровская (82,5 %), Донецкая (7,4 %), Кировоградская (2,6 %) и др., а главным источником накопления техногенных отходов является горнодобывающая промышленность (открытая и подземная разработка), на долю которой приходится свыше 75 %. Ежегодно от деятельности горнодобывающей отрасли на поверхности складируется 300-350 млн. т. вскрышных пород и пород от проведения выработок.

Наибольшие горнодобывающие мощности расположены в Днепропетровской области: разработка каменного угля (Западный Донбасс), железных руд (Кривбасс) осуществляют такие крупные компании как ДТЕК «Павлоградуголь», МЕТИНВЕСТ, АрселорМиталл. Кроме содержания основных ценных компонентов в породных отвалах (уголь, руда) содержится также ряд ценных редкоземельных элементов, таких как германий, скандий, галлий, иттрий, цирконий, которые имеют промышленное значение, причем стоимость 1 кг которых на мировом рынке оценивается в тысячи долларов. В угольной и горнорудной отрасли насчитывается более 1200 породных отвалов, при этом отвалы занимают в среднем 5-40 га площади - шахтные и 200-1000 га - вскрышные. Учитывая колоссальные объемы накопления, площадь размещения, а также существенный минерально-сырьевой потенциал породных отвалов государство нуждается в разработке концепции разработки подобных техногенных скоплений.

Целесообразность разработки породных отвалов должна быть вызвана следующими важными аспектами: извлечением основного полезного ископаемого для дополнительной реализации или улучшения качества продукции шахт; извлечением ценных дорогостоящих редкоземельных металлов, использованием пород в строительных целях (отсыпка дорог, инертніе заполнители); снижение уровня загрязнения природной среды; снижение экологической платы за отходы производства, возвращение земель в сельское хозяйство.

Наряду с вышеуказанными стимулирующими факторами в Украине фактически так и не был освоен опыт разработки породных отвалов в промышленных масштабах. Это определяется следующими особенностями: отсутствием конкретной финансовой поддержки государства и инвесторов, вызванная недоверием к проектной документации; отсутствие крупного опыта разработки отвалов; отсутствие эффективных технологий извлечения ценных компонентов; отсутствие информации о рынке сбыта редкоземельных металлов; несовершенство законодательной базы (вопросы собственности, приватизации, продажи, аренды, льготы). Концепция разработки техногенных скоплений должна базироваться также на полной, а не на частичной утилизации объекта без последующего повторного складирования пород.

Подводя итоги, можно утверждать, что на территории Украины накоплены колоссальные объемы техногенного сырья, которое представляет мощный ресурсный потенциал для развития важных отраслей народного хозяйства, освоение которых при соответствующем уровне технического прогресса и инвестиционных вложений позволит конкурировать с традиционными методами разработки полезных ископаемых, значительно снизив первоначальные капитальные затраты и в вопросах экологии.

Список литературы

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

УДК 621.928.89(088.8)

Н.В. КУШНІРУК, канд. техн. наук, доц., Д.К. ЄРЕМЕЙ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗАЛУЧЕННЯ ТЕХНОГЕННОЇ СИРОВИНИ ДЛЯ ОТРИМАННЯ М'ЯКОАБРАЗИВНОГО МАТЕРІАЛУ

При видобутку та збагаченні корисних копалин значна частина матеріалу надходить у відходи. Для зниження негативного впливи на зовнішнє середовища відходів необхідно їх залучати до виробництва у якості додаткової сировини. При розробці родовищ ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» розкривну породу складують у відвали. Одним з породоутворюючих мінералі цих порід є гранат вміст якого в них складає в окремих пластах досягає 25-30 %. З метою збільшення рентабельності розробки родовища для ПАТ «Північний ГЗК» та зменшення екологічного навантаження на навколишні райони становить інтерес залучення в переробку розкривних порід на предмет вилучення граната.

Гранат відноситься до числа природних абразивних матеріалів. Завдяки своїй високій твердості гранатові шліфматеріали здатні замінити дорогі штучні абразиви у деревообробній, скляній та легкої промисловості. При цьому середня ціна 1 тонни гранатового концентрату, що європейські країни завозять із США та Австралії - 175 дол. США. Раніше була розроблена технологія, заснована на різниці поділюваних мінералів за формою, крупністю і щільністю та був отриманий гранатовий концентрат кондиційної якості. Однак крім концентрату виділявся продукт зі вмістом гранату понад 17 %, який прямував у відходи. Він складався переважно з міналів, які втратили при рудопідготовці свою габітусну форму.

У запропонованій технології не було враховано відмінність поділюваних граната, кварцу і рудних мінералів у магнітних і електричних властивостях. Тому подальші дослідження були направлені на вивченні поведінки частинки при сухому магнітному збагаченні для ефективного поділу граната і інших мінералів, що входять в сланці розміром мінус 4 мм. Збагачення сировини проходило за двома гілках, що утворились в результаті попереднього поділу на пневмокласифікаторі. Крупна фракція відразу спрямовувалася на високоградієнтну магнітну сепарацію з однією перечисткою отриманого промпродукту. Дрібна фракція перед високоградієнтною сепарацією проходила контрольне грохочення, для виділення крупного куммінгтоніту, який має таку ж насипну масу, як і невеликий клас граната. Отримані концентрат і хвости з двох гілок об'єднуються між собою.

Для видалення з подрібнених сланців дрібних класів, що не містять гранат, використовувалася повітряна класифікація в горизонтальному класифікаторі. Як показали результати досліджень, з вертикального потоку початкового матеріалу при перетині його горизонтальним потоком повітря виноситься, окрім дрібних частинок, також і частина крупних зерен порожньої породи. Тому класи крупності мінус 4 плюс 0,25 мм, значно збагачені гранатом. Явище збагачення сировини пневмосепарацією можна пояснити, по-перше, пластинчастою формою частинок сланцевої маси, яка значно підвищує їх аеродинамічний опір, і, по-друге, вищою щільністю зерен граната.

Аналіз результатів дослідження впливу швидкості потоку повітря в камері сепаратора на технологічні показники пневматичного збагачення роздроблених сланців показав, що підвищення швидкості потоку приводить до збільшення виходу хвостів. Так, при підвищенні швидкості потоку з 2,3 до 4,7 м/с вихід хвостів збільшується в 1,5 рази. Проте, при цьому спостерігається і збільшення втрат гранату з хвостами, причому найпомітніше таке явище виявляється при швидкості, що перевищує 4,7 м/с. Так, при підвищенні швидкості до 5,2 м/с вихід хвостів збільшується трохи (на 2,9 %), а втрати граната з ними – більш ніж в 3 рази (з 0,4 до 1,3%). Тому можна дати висновок, що даний процес доцільно проводити при швидкості потоку близько 4,7 м/с. Отриманий концентрат за змістом цінного компонента повністю задовольняє вимоги до якості абразивних матеріалів. Отже, при збагачення гранатвміщуючих сланців Ганнівского родовища будуть вирішені наступні питання: розшириться сировинна база ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінату»; збільшиться ринок готової продукції комбінату, за рахунок виробництва м'яко абразивних матеріалів; покращиться екологічний стан району, за рахунок зменшення обсягів відвалів.

УДК 622.778

С.Н. ДАЦУН., аспирант,И.К. МЛАДЕЦКИЙ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМА (МАССЫ) ПРОБЫ

Главный принцип отбора проб это соответствие показателей конечной пробы и опробуемого массива. Развитие теории опробования привело к тому, что для определения порции пробы необходимо знать еще и текстурно-структурные признаки сырья и содержание ценного минерала в нем, или, в конце концов, гранулометрический состав массива. Все это значит, что для того чтобы опробовать мы должны уже заранее знать его свойства. Вероятно, следует принять известный принцип итерации. Итак, предполагаем, что геологами с некоторой точностью определены некоторые или необходимые обогатительные признаки сырья с целью разработки технологии обогащения или корректировки технологических процессов. В зависимости от текстурно-структурных признаков сырья и крупности гранул в массиве имеется некоторое раскрытие ценного минерала. Отбирая несколько гранул от массива, отбираем некоторые фракции раскрытия. Их количество в отобранной части пропорционально параметрам раскрытия: чем больше фракция - тем больше гранул этой фракции попадает в пробу. Самая минимальная фракция также пропорционально должна быть представлена в пробе. А чем меньше фракция - тем больше должно быть материала пробы. Допустим, что это открытая рудная фракция P_{P3}. Отбирая несколько гранул, проводим испытание, и в каждом из испытаний интересующее нас событие появляется с известной вероятностью, например содержание открытых рудных зерен P_{P3}, т.е. отождествляем вероятность появления события с содержанием интересующей фракции. Сколько необходимо произвести испытаний n, чтобы интересующее нас событие появилось ровно m раз? Эта задача решается с помощью формулы испытаний Бернулли, согласно которой искомая вероятность определяется вероятностью события в каждом испытании P и количеством сочетаний из n по m (числа только целые):

Отбор кусков из массива - это последовательность случайных событий. В каждом из испытаний с вероятностью P_{P3} отбирается рудное зерно, а с вероятностью 1-P_{P3} – все остальные. При большом числе испытаний в пробе окажутся все фракции и в количестве достаточном для корректной оценки показателей полезного ископаемого. Получено уравнение с одним неизвестным - n. Поскольку искомая величина входит под символ факториала, то решение производится численно, т.е. с некоторой заданной точностью, поэтому в первом приближении дисперсия закона распределения Бернулли и заданная дисперсия будут одинаковы. Решением будет такое n, которое дает значение правой части с допустимой погрешностью. Чем меньше содержание ценного минерала в массиве - тем больше объем пробы, что естественно, поскольку отбор богатых частиц в таком случае редкое событие.

Размер гранул и показатели текстурно-структурных признаков руды интегрально входят в показатели раскрытия, поэтому в явном виде при определении количества гранул, отбираемых в пробу, не участвуют, т.е. если средний размер гранул или 10 мм или 0,1 мм количество гранул будет одинаковым.

Отсюда также следует, что чем меньше средняя крупность частиц, тем меньше минимальный объем пробы. Что автоматически связывает минимальный объем пробы с предлагаемым стандартом на опробование.

Таким образом, чтобы перейти к объемным и массовым величинам необходимо количество гранул связать с размером этих гранул. Поскольку сумма всех фракция это будет сама проба то, для определения объема пробы можно воспользоваться средним значением крупности частиц массива $\bar{d}$.

И, в предположении, что гранулы близки по форме к шарообразной, то предполагаемый объем пробы будет представлен как $V = \left(\pi \bar{d}^3 / 6\right) n$. Поскольку отбор пробы является случайным процессом, то количество гранул должно быть скорректировано дисперсией этого процесса. Для распределения Бернулли дисперсия выражается соотношением: $\sigma^2 = (nP_{P3})^2$ И согласовано с заданной дисперсией измерения σ_3^2, т.е. $V = \left(\pi \bar{d}^3 / 6\right) n \cdot \left(\sigma^2 / \sigma_3^2\right)$.

УДК 622

В.Й. ЛОБОВ, канд. техн. наук, доц., К.В. ЛОБОВА, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ВИПАЛЮВАННЯ КОТУНІВ НА КОНВЕЄРНІЙ МАШИНІ

Процес обпалювання залізорудних котунів на конвеєрній випалювальній машині (КВМ) потребує раціональних витрат енергоресурсів. На сьогодні інтенсивно проводяться дослідження в області створення ефективних способів та засобів, що дозволять вирішити дану проблему [1], тому тема доповіді актуальна.

Основні недоліки відомих способів полягають в тому, що технологічні та технічні рішення спрямовані на збільшення виробництва котунів, але при цьому не враховується якість неспечених котунів під час виконання технологічних операцій випалу котунів у режимі реального часу з урахуванням неоднорідних властивостей та невизначеності кількості хімічних елементів, що входять до складу неспечених котунів. Тому математичні моделі, що використовується у аналогах, є не ефективними, надзвичайно спрощеними і не володіють реальними параметрами котунів, що є вихідною сировиною, яка визначає процес термообробки та газодинамічний режим шару котунів. Крім того, в моделях не враховуються дійсні значення вологи в котунах, що особливо важливо враховувати для формування завдання на випалювання котунів.

Для усунення вказаних недоліків у доповіді представлено новітній спосіб керування процесом випалювання котунів на КВМ із урахуванням їх якості, що включає керування процесом термічної обробки та газодинамічним режимом шару котунів, у поєднані з іншими технологічними операціями - завантаження, транспортування, сушіння, інтенсивний нагрів, високотемпературне випалювання і охолодження шару котунів, тощо і може бути використаний для виготовлення котунів із концентратів різного хімічного складу, ступеня окислення і різними добавками [2]. При переміщенні палет під час виконання технологічної операції термічної обробки котунів у режимі реального часу здійснюють вхідний експрес - контроль якості сирих котунів на місці їх входження на палети у КВМ шляхом атомно - емісійної спектроскопії, за допомогою якої визначається хімічний склад неспечених котунів, наявність і кількість в них певних мікроелементів: Ca (кальцій), Fe (залізо), Na (натрій), Si (кремній), S (сірка) та деякі інші. При цьому додатково визначається наявність в них певних хімічних з'єднань FeO, CaO, SiO_2, тощо. Одночасно з атомно - емісійної спектроскопією проводять інфрачервону термографію, за допомогою якої визначають температурне поле шару та вологість котунів у зонах сушіння, інтенсивного нагріву, високотемпературного випалювання і охолодження шару котунів. Використовуючи дані складу і кількості мікроелементів і їх хімічних з'єднань в неспечених котунах та задані перед початком технологічної операції термічної обробки котунів допустимі значення хімічних мікроелементів, що повинні входити до складу котунів, в функції від їх хімічного складу, оптимально керують термічним процесом випалювання та забезпеченням газодинамічного режиму шару котунів по довжині КВМ.

Експрес - контроль якості котунів проводиться шляхом атомно-емісійної спектроскопії - це метод визначення хімічного складу речовини за спектром випромінювання його атомів під впливом джерела збудження (лазар) і при цьому виконують їх автоматизований збір та обробку. Інфрачервону термографію шару котунів в технологічних зонах конвеєрної випалювальної машини виконують за допомогою інфрачервоного аналізатора-датчика (тепловізор), отримуються значення температурного поля шару котунів та їх вологості, виконують автоматизований збір та обробку цієї інформації й порівнюють із заданими значеннями і в функції від цих значень корегують термічний процес випалювання котунів і газодинамічний режим шару котунів по довжині конвеєрної машини. Як показали результати досліджень, питомі витрати палива знижуються до 1,5% і збільшується продуктивність КВМ на 2,5 %

Список літератури

1. **Vyacheslav Lobov**, **Karina Lobova**, **Mykhailo Koltiar**. Investigation of temperature distribution along the height of the layer of pellets on conveyor roasting machine Metallurgical and Mining Industry, 2015, No.4, p.p 34-38.

2. Спосіб керування процесом випалювання котунів на конвеєрній машині/. Патент України № 109810. C22B 1/02 (2006.01), G01N 21/00 (12.09.2016), опубл. 12.09.2016, бюл. № 17

УДК 622.778.4

А.А. БЕРЕЗНЯК, канд. техн. наук, доц., Е.А. БЕРЕЗНЯК, инженер,
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

РАЗМАГНИЧИВАНИЕ МАГНЕТИТА В ИМПУЛЬСНОМ РЕЖИМЕ

Для получения магнетитового концентрата на обогатительных фабриках применяется многостадийное магнитное обогащение, при котором на частицы магнетита воздействует сильное постоянное магнитное поле. Ферромагнитные минералы магнетита обладают значительной величиной остаточной индукции намагниченности. Поэтому частицы магнетитовой руды самопроизвольно образуют флокулы, внутри которых возможно защемление частиц минералов пустой породы, что, в свою очередь, снижает качество концентрата. Кроме того, магнитная флокуляция частиц уменьшает эффективность их классификации, что увеличивает циркулирующую нагрузку на мельницы.

Суспензия из магнетита широко применяется в углеобогащении в качестве утяжелителя при тяжелосредной сепарации. Магнитная флокуляция утяжелителя приводит к более быстрому расслоению суспензии, что увеличивает погрешность сепарации и нижний предел крупности обогащаемого угля. Следовательно, остаточная намагниченность частиц магнетита играет отрицательную роль в обогащении полезных ископаемых и ее уменьшение, или размагничивание магнетита, является актуальной задачей.

Для размагничивания магнетита его следует поместить во внешнее переменное магнитное поле, индукция которого плавно уменьшается от максимального значения, которое должно быть больше величины остаточной намагниченности, до нуля. Этого можно достичь двумя способами. Во-первых, можно вводить магнетит в соленоид и выводить из него, при этом соленоид должен быть постоянно подключен к источнику переменного тока. Размагничивание будет происходить во время вывода частиц из соленоида, которое должно быть как минимум на порядок больше периода колебаний переменного тока. Во-вторых, можно создать в катушке соленоида затухающие колебания тока. В этом случае размагничиванию подвергнутся все частицы, находящиеся внутри соленоида в местах, где максимальная индукция магнитного поля больше остаточной намагниченности частицы.

Очевидно, что размагничивание в соленоиде при импульсном режиме с энергетической точки зрения более выгодно, чем в непрерывном режиме, при котором все частицы внутри соленоида постоянно перемагничиваются в сильном поле по полной петле гистерезиса, и на этот процесс бесполезно затрачивается энергия.

Во внешнем переменном магнитном поле намагниченные частицы суспензии поворачиваются вокруг собственной оси. Если время поворота меньше половины периода колебаний магнитного поля, то размагничивание будет отсутствовать, так как вектора индукции внешнего поля и намагниченности будут всегда коллинеарны и согласованы.

В работе [1] показано, что размагничивание будет наблюдаться в том случае, когда угол запаздывания поворота частицы за внешним полем будет превышать 90°. Также показано, что частота переменного поля должна превышать 5кГц.

Степень размагничивания косвенно можно оценить по скорости осаждения суспензии магнетита. У намагниченного магнетита она будет наибольшей вследствие образования крупных флоккул. По мере увеличения степени размагничивания размеры флокул и скорость их осаждения уменьшаются.

Действительно, при размагничивании в переменном поле частотой 50 Гц скорость осаждения уменьшается в 1,5 раза, при частоте 3,5 кГц – в 3,4 раза [2], при частоте 50 кГц – в 10 раз [3].

Список литературы

1. **Березняк А.А., Младецкий И.К., Пайва Э.М.** Размагничивание ферромагнитных частиц в пульпе // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2014. – Вип. 57(98). – С. 130 – 137.

2. **Березняк А.А., Березняк Е.А., Гумеров М.Э., Полыга Д.А.**, Экспериментальные результаты размагничивания магнетита в импульсном режиме // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб., 2012. – №50(91). – С. 94-96

3. https://www.youtube.com/watch?v=KLnZrxwy5eg&feature=youtu.be

УДК 621.926.3

А.С. ГРОМАДСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Ю.Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф.
С.С. КОШЕЛЄВ, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРУЖНЬО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ СТАНИНИ ДРОБАРКИ КОНУСНОЇ КМД-2200 ТА ОБГРУНТУВАННЯ ШЛЯХІВ УДОСКОНАЛЕННЯ ЇЇ КОНСТРУКЦІЇ

Дробарка дрібного дроблення КМД-2200 призначена для дроблення руд, нерудних копалин і аналогічних матеріалів крім пластичних. Вона застосовується на підприємствах рудної промисловості при збагаченні руд чорних і кольорових металів, і при виробництві будівельних матеріалів. Аналіз відомих досліджень в області дроблення гірських порід показав, що в основному дослідження ведуться в напрямку вдосконалення робочого процесу дробарок. Зниження крупності дробленого продукту може бути забезпечене, в основному, за рахунок більшої деформації матеріалу, або великим зусиллям дроблення. Це призводить до форсування процесу дроблення [1]. Форсування режиму дроблення при модернізації дробарок, яке має місце в практиці збагачувальних підприємств [2-3], показує, що на конусних дробарках КСД - 2200, КМД - 2200 і ін. утворюються тріщини втоми на ребрах і корпусах станини. Отже, існує потреба оцінити можливості такого форсування, що вимагає проведення відповідних розрахунків. Отже, метою роботи є вдосконалення конструкції конусних дробарок дрібного і середнього дроблення за рахунок оптимізації параметрів станини.

Станини конусних дробарок - важкі великогабаритні деталі - мають досить складний характер навантаження. Дослідити їх пружно-деформований стан на фізичних моделях не представляється можливим через велику вартість, складності виконання адекватної моделі і, отже, не гарантованості результату. І тут гарний результат може дати дослідження комп'ютерних моделей. Комп'ютерне моделювання дозволяє досліджувати більшу кількість варіантів станини з різним числом ребер і з їх різноманітною конфігурацією.

Впровадження САПР при проектуванні машинобудівних конструкцій, поява пакетів інженерного аналізу, таких як ANSIS, NASTRAN, LS-DYNA, APM WinMachine, SolidWorks дає можливість виконувати такі розрахунки.

При аналізі цих програм інженерного аналізу перевагу в роботі було віддано продукту SolidWorks. Проведене тестове випробування програмного продукту показало високу обчислювальну точність виконуваних розрахунків. Оптимізація конструкції повинна вирішити завдання зниження металоємності об'єкта дослідження, тому для оцінки змін, що вносяться, найбільш доречним є критерій мінімізації маси. Обов'язковою умовою, що обмежує зміну параметрів оптимізації, є умова рівної міцності вдосконаленої конструкції.

Проаналізовано карти напруг і переміщень в непрацюючій і працюючій дробарці. Для всіх конструктивних елементів станини виявлені зони підвищених напружень. Зазначені високі рівні напруг дійсно можуть привести до появи небажаних деформацій і згодом втомних тріщин, а пізніше і до руйнування конструкції, особливо при форсованих режимах роботи.

На основі аналізу напружено-деформованого стану обрані об'єкти оптимізації. Виконана структурна оптимізація: для двох типів ребер змінена конструкція, один з конструктивних елементів може бути видалений без шкоди для конструкції станини. При виконанні параметричної оптимізації виявилося можливим зменшити товщину деяких складових частин станини. Проведена оптимізація дозволить знизити масу станини на 10%. Це сприятливо вплине на міцність та витривалість конструкції, а також на економічну складову.

Список літератури

1. **Осадчий А.М.** О направлениях совершенствования конусных дробилок ОАО «Уралмаш». // Качество, надежность, эффективная эксплуатация горно-транспортного оборудования: современное состояние и перспектива. Тез. докл. науч.-практ. конф.- Екатеринбург, 2000, С. 51 - 60.

2. **Беренов Д.И.** Дробильное оборудоваьше обогатительных и дробильных фабрик. - Свердловск: Гос. научно-техн. издательство литературы по черной и цветной металлургии, 1958. - 295 с.

3. **Донченко А.С., Дончеико В.А.** Эксплуатация и ремонт дробильного оборудования. - М.: Недра, 1972. - 320 с.

UDK 622

BAH BRAHIMA, docteur es sciences, maître de conférences, UGANC, Conakry, Rép. de Guinée ; POZDNYAKOV VALERII,docteur es sciences,maître de conférences,UGANC,Conakry,Rép.de Guinee ; KEITA DAOUDA, chef du département des services miniers de ISMGB, Boké, Rép. de Guinée

CRITIQUES ET SUGGESTIONS A L'ISSUE DE L'ETUDE DE MAINTENANCE D'UNE ENTREPRISE INDUSTRIELLE DE LA GUINEE

L'étude durable du fonctionnement du service de maintenance au sein d'une entreprise industrielle (CBK - Compagnie de Bauxite de Kindia) a permis de le critiquer en certains aspects et de rédiger les suggestions pour améliorer la situation réelle.

CRITIQUES:

Aspect Santé et Santé:

Absence de formation et de contrôle des travailleurs sur la santé et la sécurité dans le milieu industriel et qui a pour conséquences : le non respect des règles de sécurité et fréquence des accidents (habillement, port de chaussures de sécurité, soudure avec masque ou lunettes de sécurité, protection des cheveux des travailleurs au laboratoire, etc.)

Aspect organisationnel et autres aspects:

Pas de distinction entre les techniciens (Aide-Ingénieurs) et les ouvriers;

Absence de méthodes appropriées consernant les intervantions de maintenance sur des équipements;

Les documents (catalogues) des équipements sont beaucoup plus utilisés quand il s'agit d'effectuer une commande de pièces de rechange que pour la maintenance de ces équipements et par conséquent certaines interventions sont hasardeuses quant au démontage ou remontaleur des équipements. Et faute de connaître leur conception à travers les catalogues constructeurs, on fini à la longue par détruire ou modifier cette conception d'où la nécessité du bricolage;

Concernant l'entretien préventif des équipements, il y a beaucoup à faire parce que lors du dépannage ou de la réparation d'un équipement on constate que les travaux du préventif sont négligés;

La non maîtrise du cycle de vie des équipements et le facteur «Disponibilité» afin de déterminer les moments opportuns pour lancer la commande des pièces de rechange au magasin ou pour amortir les équipements;

L'utilisation de la GMAO (gestion de maintenance assistée par l'ordinateur) par les techniciens de maintenance n'est pas effective pour manque de formation ou de maitrise de l'outil informatique.

SUGGESTION:

Une réelle catégorisation et une nette distinction entre les ingénieurs, les techniciens (aide-Utilisation des méthodes appropriées concernant les interventions de maintenance sur les équipements en élaborant des gammes de démontage et de remontage à travers les documents constructeurs;

Le souci premier d'un service de maintenance est d'améliorer la fiabilité et réduire les temps d'arrêt pour intervention sur les équipements en vue d'augmenter leur disponibilité dans le but de tendre vers l'objectif zéros pannes. Evidemment, le risque zéro n'existe pas mais pour tendre vers cet objectif il faudrait accorder plus de crédit à la maintenance préventive;

L'utilisation du logiciel GMAO par les techniciens de maintenance doit être effective;

Pour mieux prévenir les pannes et augmenter les recettes à travers des rendements élevés, il faut beaucoup investir dans la maintenance préventive en se dotant des moyens de contrôle non destructif à savoir : analyse vibratoire, analyse d'huile, thermographie infrarouge, mesure de jeux, mesure de pression, mesure de débit etc.

УДК 622.331

Н.И. БЕРЕЗОВСКИЙ, д-р техн. наук, проф.,
В.В. БОРИСЕЙКО, аспирант, старший преподаватель,
Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь

ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ АСПИРАЦИОННЫЕ СИСТЕМЫ ПАРОТРУБЧАТЫХ СУШИЛОК ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТОПЛИВНЫХ БРИКЕТОВ

В настоящее время в торфобрикетной промышленности Республики Беларусь применяются несколько типов сушилок, использующих в качестве теплоносителя как пар, так и дымовые газы. На большей части торфобрикетных заводов используются паровые трубчатые сушилки типа «Цемаг». И это не случайно, поскольку эта сушилка сравнительно проста в эксплуатации. В ней для сушки торфа используется сухой насыщенный пар с избыточным давлением на входе 0,25 МПа, позволяющий получать конечную влажность торфа 15 %. При этом температура пара на входе составляет 120-140 ºС, а на выходе 81-100 ºС. Составление материального баланса этой сушилки основывается на законе сохранения вещества, согласно которому вес материала, входящего в сушилку, равен сумме весов высушенного материала и испаренной влаги. За один час работы на фрезерном торфе влажностью до 50 % количество испаренной влаги составляет от 2,7 до 6,8 т при производительности по высушенному торфу от 8,3 до 14,8 т. При этом общий унос материала из сушилки может составлять от 12 до 39 % , в среднем 26 % [1]. В связи с этим используемые на брикетных заводах Республики Беларусь паровые трубчатые сушилки оборудованы системами аспирации, состоящими из циклона первой ступени очистки и группы циклонов НИИОГаз типа ЦН-15, и второй ступени мокрой очистки – центробежного скруббера ВТИ, расходующего воду в количестве 0,1 л/м^3.

Результаты испытаний рукавных фильтров в системе обеспыливания штемпелей в загрузочных камерах брикетных прессов и в системе отсоса пыли от зева прессов в ОАО «ТБЗ «Усяж» подтвердили использование рукавных фильтров и в торфяной промышленности [2]. Поэтому вместо существующих громоздких систем предлагается установить один высокопроизводительный компактный очиститель воздуха SimPact 4T-R датской компании Simatek. В соответствие с официальными данными этой компании сухие рукавные фильтры могут использоваться в условиях высоких температур, повышенной влажности и запыленности газовой смеси (режим доступа: http://www.simatek.com/00002/, дата доступа: 30.09.2016).

Использование водоотталкивающих рукавных фильтров с автоматическим устройством регенерации рукавов, установленных непосредственно в корпусе встроенного предварительного динамического очистителя основного потока смеси, позволит на первой стадии отделить пылевоздушную переувлажненную смесь от пыли, а на второй - чистый горячий увлажненный воздух направить в бойлер для нагрева воды в трубах бойлера. Одно из главных условий работоспособности фильтровальной установки при высокой влажности является поддержание рабочей температуры в фильтре выше точки росы. А на второй стадии наоборот - резкое снижение рабочей температуры воздушного потока от контакта с трубами холодного бойлера, позволит практически всему пару воздушной смеси конденсироваться в запасы воды. Применение только сухой системы аспирации на одной сушилке позволит сэкономить 19440 т воды в год. Более того, в среднем за один час работы сушилки из торфа испаряется около 4,3 т влаги. При работе завода 7200 час/год дополнительно можно получить 31205 т воды в год, уловить практически всю уносимую пыль, обеспечив высокий показатель экологической составляющей, и направить ее на производство брикетов, получив при этом экономию высушенного сырья, готового для получения 14500 т/год торфяных брикетов с одной сушилки Высокая температура пара на входе в бойлер позволит обеспечивать отоплением и горячим водоснабжением промышленные и жилые помещения рабочего поселка.

Список литературы

1. **Наумович В.М.** Сушка торфа и сушильные установки брикетных заводов / **В.М. Наумович**. – М.: Недра, 1971. – 279 с.

2. **Березовский Н.И.** Повышение конкурентоспособности торфяных брикетов через усовершенствованные аспирационные системы в их технологии производства/ **Н.И.Березовский, В.В.Борисейко** // Горная механика и машиностроение. – 2015. – № 3. – С. 31-40.

UDK 622

KEITA DAOUDA, chef du département des services miniers de ISMGB, Boké, Rép. de Guinée ;
POZDNYAKOV VALERII, docteur es sciences, maître de conférences,
UGANC, Conakry,Rép.de Guinee
BAH BRAHIMA, docteur es sciences, maître de conférences,
UGANC, Conakry, Rép. de Guinée

RECHERCHE DES RESERVES DE PRODUCTION DANS LA MINES DE CBG

Etude et analyse systématique des processus de production pour améliorer la production de CBG est une tâche très importante et très compliquée au point de vue de la nécessité d'augmenter le rendement des engins d'exploitation sans beaucoup dépenser.

Mais la pratique courante de la CBG (Companie de Bauxite de Guinee), des autres sociétés minières, et acteurs du secteur minier dans ce domaine précis de l'exploitation minière, nous montre que presque 30 % des temps d'exploitation des équipements sont perdus à cause du manque de rationalité dans la gestion du temps et le suivi correct des équipements de production.

En général, les sociétés en question, utilisent souvent pour augmenter leur production l'augmentation du nombre d'équipements de production sans savoir en réalité l'efficacité des équipements en place.

Alors que en réalité avec les mêmes équipements on pourra augmenter de façon substantielle la valeur de production en faisant accroitre le rendement d'exploitation en agissant sur les indices techniques d'exploitation, ce qui permet de faire une augmentation très précise et moins couteuse

A travers des analyses statistiques sur le rendement réel et tous les indices techniques (coefficient d'utilisation, coefficient de disponibilité) ainsi que les facteurs qui agissent sur le rendement des équipements tels que: le coefficient de remplissage, le nombre de godet et le temps de cycle de chargement, on a étudié profondément les conditions naturelles et techniques qui sont favorables à la distribution normale de ces paramètres fondamentaux de production.

D'autre part, on a examiné de façon détaillée la situation actuelle de l'exploitation des bauxites en général et particulièrement dans la mine de CBG.

Cette analyse a donné la possibilité d'établir qu'il existe actuellement à la CBG une marge de production qui équivaut à la production de six camions en réserve (parmi seize).

La connaissance approfondie de l'exploitation et des gisements bauxitiques en Guinée et dans le monde d'une part et l'analyse de la situation actuelle de la production d'autre part ont permis au candidat de confirmer que l'application et le respect des recommandations faites dans ce travail donnent la possibilité d'augmenter la capacité de production avec moins de dépenses.

Il faut remarquer aussi que cette étude se caractérise par un double intérêt:

Sur le plan scientifique : fournir une information utile relative à la stratégie de d'exploitation et de la gestion des équipements de production; possibilité d'utilisation des méthodes statistique pour diagnostique les processus d'exploitation;

Sur le plan économique : éviter de dépenser inutilement pour chaque projet d'augmentation de la production en appliquant les principes d'organisation et de gestion du temps de travail de chaque équipement afin d'améliorer leur rendement.

Ce qui favoriserait un surplus de production d'environ 30% de la production planifiée à la mine de Sangaredi.

UDC 621.643-191:648:622.693.192

L.I. MAKHARADZE, Doctor of Technical Sciences, Prof.,
LEPL G. Tsulukidze Mining Institute, Georgia

ASPECTS OF ENSURING EFFECTIVENESS, RELIABILITY AND OPERATING LIFE OF PRESSURE PIPELINE HYDROTRANSPORT SYSTEMS

Pressure pipeline hydrotransport has been widely spread in many sectors of industry, including mining and processing industry during the recent decades. Many positive aspects favorably distinguishing it from traditional means of transports have contributed to it. Analogous systems are intended for transportation of solid loose materials through the carrier fluid medium by pipelines in any geographic and climatic conditions.

For the present period, they represent complex hydro-technical systems where complex hydrodynamic and mechanic processes flow and the main problematic issues among them are as follows: methodology of hydraulic calculation of movement of multi-phase hydro-air-mixtures through pressure pipelines in case of serial connection of centrifugal soil pumps to them without discontinuity of flow on pump stations; hydroabrasive wear of pipelines, pipe fittings and soil pumps; transient modes and non-steady processes; hydraulic shocks and protection from them; operating life and reliability in case of operation in any geographic and climatic conditions.

The following has been established in connection with the first direction: regularities of movement of multi-phase hydro-air-mixtures through pressure pipelines; peculiarities of distribution of average velocity and concentration of each phase in the pipeline cross-section; their discharge concentration; hydraulic resistance of pipeline, critical velocity of solid phase movement, engineering methods of calculation of pressure pipeline hydrotransport systems.

The following has been established in terms of hydroabrasive wear: regularities of hydroabrasive wear of horizontal, sloping, vertical pipelines and their curved sections, centrifugal soil pumps, regularities of their operating life.

The following has been developed in terms of transient modes and non-steady processes: theory of calculation of hydraulic shock and multi-phase hydro-air-mixtures, calculation of overpressures in pipelines under various conditions of their occurrence and development.

Methods and means of protection of pressure hydrotransport systems from hydraulic shocks have been developed.

Theory of calculation of operating and design parameters of hydraulic shock alleviators with damping operating devices made from plastic materials and filled with air has been developed.

A statutory document – Manual for protection of pressure hydrotransport systems from hydraulic shocks has been developed on the basis of obtained results.

Recommendations for increasing operating life, reliability and effectiveness of hydrotransport systems, as well as methods of calculation of their technical-economic indices have been developed.

Effectiveness of analogous systems, i.e. technical-economic indices depends on resolution of all of these problems at the modern level. Fundamental theoretical and experimental researches of all of these issues are conducted at G. Tsulukidze Mining Institute.

Results of these researches have been reported at many international conferences, congresses, symposiums and have received high assessment of the world community of scientists.

Novelty and usefulness of structural solutions are patented. Especially important of them are introduced in large industrial systems. Large economic effect has been reached.

Reference

1. **Dmitriev G., Makharadze L., Gochitashvili T.** Pressure Hydrotransport System (Manual) /G. Dmitriev, L. Makharadze, T. Gochitashvili// M.: Nedra, 1991. – 304 p. (in Russian).

2. **Makharadze L., Gochitashvili T., Kril S., Smoilovskaya L.** Pipeline hydrotransport of solid loose materials / L. Makharadze, T. Gochitashvili, S. Kril, L. Smoilovskaya // Tbilisi: “Metsniereba”, 2006. – 350 p. (in Russian).

УДК 622.232.5:622.2

З. Р. МАЛАНЧУК, д-р техн. наук, проф., В. Я. КОРНІЄНКО, канд. техн. наук, доц.,
Є. З. МАЛАНЧУК, д-р техн. наук, доц., Національний університет водного господарства
та природокористування, Рівно, Україна

ТЕХНОЛОГІЯ ВИДОБУТКУ БУРШТИНУ УДОСКОНАЛЕНИМ ДОБУВНИМ ОБЛАДНАННЯМ

В Україні розвідані значні поклади цінного бурштину. Видобувні роботи нині ведуться на Клесівському родовищі (Сарненський район) та на ділянках Володимирецького (с. Бережниця) та Дубровицького (с. Вільне) районів Рівненщини. Сумарні запаси оцінюються у 100 тис. т, які залягають у піщаних та піщано-глинистих ґрунтах на глибині до 15 м і є достатніми для дослідження та впровадження нових технологій. Добування бурштину із піщаних родовищ в основному здійснюється двома способами: механічним та гідравлічним.

Існує віброгідравлічний інтенсифікатор [1] (прототип), який видобуває бурштин гідромеханічним способом. При проведенні досліджень з видобутку бурштину в піщаних родовищах технологічне обладнання показало свою ефективність. Для підвищення продуктивності обладнання модернізований віброгідравлічний інтенсифікатор встановлюється на навісну базу, що кріпиться до трактора (екскаватора) та здійснює транспортування, підтримку і витягування з масиву ґрунту установки.

Навісна база трактора (екскаватора) переводиться в робоче положення, робочий орган встановлюється перпендикулярно до місця розробки, за допомогою гідроциліндра. За допомогою привідного зубчастого колеса приводиться в дію допоміжне зубчасте колесо. Основний блок із біконічними віброзбуджувачами залишається нерухомим, а два інших розводяться по обидві сторони основного, надаючи в кінцевому результаті більшу довжину зони роботи конструкції. Отже, віброгідравлічний інтенсифікатор приводиться в робочий стан. За допомогою гідроциліндра підйому і опускання інтенсифікатора робочий орган опускається до поверхні ґрунту. Вмикається гідромотор, який приводить в дію вібратор, гідроциліндр переводиться в плаваюче положення і під дією вібрації установка заглиблюється в масив ґрунту. Вібровипромінювачами бурштиновмісний масив збуджується і вмикається подача води через стержні в масив. Масив оброблюваного ґрунту зріджується з утворенням суцільного суспензного шару. Куски бурштину, які знаходяться в зоні суспензного шару звільняються від зв'язків і під дією Архімедової сили і вібраційних сил спливають на поверхню. Для інтенсифікації процесу зрідження ґрунту включається подача повітря. Регулювання частоти, амплітуди коливань і змушуючої сили здійснюється зміною частоти обертання вала гідромотора за допомогою дроселя.

Тривалість роботи установки на одній ділянці складається із часу на заглиблення в бурштиновмісний масив і підйом. При проведенні експериментальних досліджень швидкість спливання бурштину знаходилась в межах 0,1 м/с, отже потрібно, щоб швидкість заглиблення і підйому установки складала 0,1 м/с. Тривалість при цьому заглиблення на глибину 5 м знаходиться в межах 2-3 хв, при цьому 5 хв роботи і 3-4 хв на виглиблення, так на весь процес потрібно трохи більше 10 хв. Після опрацювання даної площі установка перевозиться на іншу ділянку, але таким чином, щоб зони роботи установки перетиналися.

Зробивши аналіз схем руху модернізованого віброгідравлічного інтенсифікатора із його прототипом, можна зробити висновок, що для розробки однієї і тієї ж самої площі родовища із видобутку бурштину удосконалене добувне обладнання більш ефективне і дозволяє вилучати до 95 % бурштину.

Список літератури

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

2. **Маланчук З.Р.** Results of experimental studies of amber extraction by hydromechanical method in Ukraine. /**Маланчук З.Р., Корнієнко В.Я., Маланчук Е.З., Христюк А. О.** //Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, том

3, № 10(81), 2016 с. 24-28DOI: 10.15587/1729-4061.2016.72404.

УДК 622.648.6: 621.867.8: 621.694.2

А.И. ВОЛОШИН, чл.-корр. НАН Украины, д-р техн. наук, проф.,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины
С.Н. ПОНОМАРЕНКО, канд. техн. наук,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

ОТРАБОТКА МАЛОМОЩНЫХ ПЛАСТОВ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

На горнодобывающих предприятиях Никопольского марганцеворудного бассейна принята столбовая система разработки с комбайновой валовой (совместной) выемкой руды и породы тупиковыми заходками и транспортированием горной массы транспортерами. Такой системой разработки экономически целесообразно разрабатывать пласты мощностью 1,5-2,75 м, между тем, как по существующим кондициям минимальная мощность рудного марганцевого пласта установлена 0,75 м, а по техническим характеристикам используемых добычных комбайнов и горно-геологическим условиям выемки руды без поддирки пород мощность рудного пласта должна составлять не менее 1,75 м. В связи с этим, традиционно применяемая технология выемки маломощных пластов марганцевых руд мощностью менее 1,75 м, разведанные запасы которых занимают значительные площади, предполагает выемку этих пластов с присечкой пустых пород. Эти породы, поступая на общий конвейер, ведут не только к увеличению затрат на транспортирование и переработку горной массы, но и к разубоживанию руды и, как следствие, снижению сортности руды и качества концентрата.

Для селективной отработки маломощных (мощность менее 1,75 м) пластов марганцевых руд с оставлением пустой породы в отработанных ранее заходках ИГТМ НАН Украины разработан, испытан и отработан в промышленных условиях вибрационно-пневматический закладочный комплекс ВПЗК ТУ 14-12-332-85. Указанный комплекс включает в себя: реверсивный ленточный перегружатель; вибрационно-пневматическую машину (ВПМ), жестко связанную с транспортным трубопроводом; сбрасыватель негабаритных кусков, который смонтирован на забойном конвейере КЛЗС-2 в месте перегрузки горной массы с добычного комбайна КМШ на забойный конвейер; шкаф управления. Все элементы комплекса автоматизированы и технологически увязаны с существующим добычным оборудованием. Основные показатели технической характеристики ВПЗК:

производительность – по руде 50 м^3/ч, по породе	30 м^3/ч;
дальность пневмотранспортирования	60 м;
давление сжатого воздуха в пневмосети не менее	0,3 МПа;
максимальный размер куска для пневмотранспортирования	0,08 м;
габаритные размеры в мм (длина, ширина, высота)	1430×1060×420
для ВПМ и	4770×777×900
для остальных элементов ВПЗК;	
масса в кг –	350 для ВПМ и
	1500 для ВПЗК.

Технологически ВПЗК реализует транспортирование двух потоков подаваемого материала «руда» и «порода». Поток «руда» включает: комбайн КМШ; конвейер КЛЗС-2; реверсивный перегружатель; штрековый конвейер КТМ.

Поток «порода» включает: комбайн КМШ; сбрасыватель негабаритов; конвейер КЛЗС-2; реверсивный перегружатель; ВПМ и проложенные в отработанную заходку секции транспортного трубопровода.

В период отбойки марганцевой руды ленточный конвейер ВПЗК подает полезное ископаемое на магистральный конвейер КТМ, которым оно транспортируется на поверхность.

В период подрывки вмещающих пород ленточный конвейер ВПЗК реверсируется машинистом добычного комбайна, пустая порода поступает в ВПМ и по транспортному трубопроводу в отработанную ранее заходку. В дальнейшем, совершенствуя конструкцию составных элементов ВПЗК и в соответствии с его ТУ, было начато серийное изготовление (в виде партии разового изготовления) пневмозакладочного комплекса КПЗ.00.00.000. Комплексы КПЗ 00.00.000 успешно зарекомендовали себя в процессе промышленной эксплуатации, а для масштабного их применения был разработан и согласован с ведущей проектной организацией «Южгипроруда» проект капитальной реконструкции существующих сетей воздухоснабжения шахт Марганецкого ГОКа.

УДК 65.011.56: 622.7.05

В.В. ГРЫЗУНОВ, д-р мед. наук, проф., Горный университет, г. Санкт-Петербург
П.М. КИПРИЯНОВ, студент, ассистент профессора,
Горный университет, г. Санкт-Петербург

АНАЛИЗ СИСТЕМЫ «ЧЕЛОВЕК-МАШИНА-СРЕДА»

Внедрение интегрированных автоматизированных информационно-измерительных систем на угольных шахтах позволило снизить риск аварий. Но несмотря на меры повышения безопасности, ситуация в горнодобывающей отрасли еще далека от совершенства, что предопределяет необходимость поиска новых парадигм теории промышленной безопасности. Ведь при добыче угля число несчастных случаев в угольной отрасли составляет 25-30 человек на 1000 работающих, а из каждых 10 тыс. шахтеров погибают 4 рабочих [1].

Предварительные расчеты показывают, что за добычу 1,0 млн т угля горнодобывающая отрасль расплачивается одной человеческой жизнью.

Классическая парадигма промышленной безопасности ориентируется преимущественно на природные, технические и организационные факторы, способствующие аварийности, оставляет без особого внимания человеческий фактор, который может индуцировать риск развития техногенных катастроф и аварий.

Со средины прошлого столетия непрерывно возрастает интерес специалистов к проблеме надежного функционирования организма в постоянно меняющихся условиях внешней среды.

В рамках общей теории надёжности формируются направления надежности системы «человек-машина-среда» и человеческого фактора.

И если для оценки надежности технических конструкций используются разнообразные критерии, то для живых систем эта проблема еще окончательно не решена.

Несоответствие психофизиологических возможностей работника требованиям производственный среды инициирует рост состояния напряжения от стенических до астенических отрицательных эмоций.

И если астенические реакции могут рассматриваться как биологически целесообразные, способные мобилизовать ресурсы организма для достижения поставленной цели, то астенические - выступают как защитные, воплощающие в себе отказ от достижения поставленной цели, что сопровождается неадекватной оценкой ситуации.

Анализ копинг-стратегий у студентов с высоким уровнем личностной тревожности, но профессионально ориентированных к своей будущей специальности, показал, что около 15-20 % обследуемых предпочитают стратегии избегания проблем.

Обращают на себя внимание исследования, показавшие, что около 15-20 % молодых специалистов после окончания высшего учебного заведения увольняются в течение первого года с первого места работы и около 15-20 % работников выполняют свои трудовые обязанности с высоким уровнем психоэмоционального напряжения.

Несомненно, что между вышеперечисленными фактами имеется тесная внутренняя взаимосвязь, порожденная влиянием человеческого фактора.

Поэтому можно говорить еще об одном психофизиологическом феномене «15-20», который во многом обусловлен психофизиологическими особенностями личности, порождающий психоэмоциональное напряжение.

Следует иметь ввиду, что неопределенность ситуации, уровень психоэмоционального напряжения в условиях дефицита времени порождают процесс формирования психической уязвимости личности.

И поэтому в каждом условном периоде трудовой деятельности у индивидуума отмечается флуктуация личностных черт профессиональной амбивалентности, обусловленные сложностью решаемых задач и человеческими возможностям, инициирующая процесс виктимизации.

Таким образом, процесс личностной, ролевой виктимизации как отражение уязвимости поведенческого паттерна личности, основываясь на социальной, физиологической и психической составляющих, в ряде случаев может инициировать «негативную риск-индуцированную установку», индуцирующую механизмы формирования аварийной ситуации.

УДК 622.002

И.Н. СТОЛПОВСКИХ, д-р техн. наук, проф., Р.И. ЕГЕМБЕРДИЕВ, докторант
Казахский национальный исследовательский технический университет им. К. И. Сатпаева

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОДЗЕМНОГО БУРОВОГО СТАНКА ШИРОКОГО ДИАПАЗОНА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ БУРОВОЙ ПЛАТФОРМЫ

Для исследования основных процессов бурения и установления рациональных параметров подземного бурового станка широкого диапазона перемещения была разработана математическая модель. В основе бурения скважины заданной пространственной ориентации лежит варьирование угловой скорости вращения шпинделя бурового станка на одном обороте относительно линейной скорости подачи.

Буровой став рассматривается как неустойчивая колонна под действием стохастического нагружения.

Буровой став разбивается на шесть участков, между центрами тяжести которых находятся деформации на кручение и сжатие.

Рассмотрены радиальные силы, действующие на режущем инструменте и формирующие забой скважины.

При составлении математической модели системы «буровой станок широкого диапазона перемещения» были приняты следующие допущения:

гидролинии, соединяющие элементы гидропривода короткие, переходные в волновые процессы в них не учитываем;

температура рабочей жидкости составляет 50 °С и не изменяется в процессе работы привода, модуль упругости и вязкость рабочей жидкости неизменны;

Коэффициенты расхода регулируемых дросселей и гидрораспределителя не меняются в процессе работы бурового станка;

люфты в креплениях кулачка и шестерен коробки передач выбираются в начале вращения и не влияют на периодичность формирования управляющих импульсов;

деформация участков бурового става на кручение определяются разностью угла поворота начала и конца участка;

забой скважины однороден.

Проведено исследование на математической модели динамики бурения скважин длиной 100-125 м при различных параметрах системы управления. В результате исследований установлено:

наличие дифференциальной гидравлической связи штоковых полостей гидроцилиндров подачи шпинделя на забой и линии питания гидромотора вращателя при коррекции направления скважины изменением частоты вращения шпинделя приводит к «раскачке» системы вследствие нарушения глубокой отрицательной обратной связи момента нагрузки на резце и частоты вращения гидромотора при отрыве резца от забоя;

в системе «буровой станок широкого диапазона перемещения» происходит накопление потенциальной энергии в гидравлической системе вращателя при закрытии управляющего золотника и в буровом ставе при закручивании.

Освобождаясь после открытия управляющего золотника, потенциальная энергия переходит в кинетическую, вызывая значительное увеличение угловой скорости резца относительно угловой скорости шпинделя.

сформулированы требования к буровому станку широкого диапазона перемещения с пульсирующей частотой вращения шпинделя, позволяющие повысить эффективность бурения пространственно-ориентированных скважин и удобство управления станком.

УДК 629.114: 622.684

Ю. А. МОНАСТЫРСКИЙ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Т. А. КЛИМОВ, начальник горнотранспортного цеха № 1,
ЧАО «Центральный горно-обогатительный комбинат»
И. В. БОНДАРЬ, директор, СТЛЦ «БЕЛАЗ-УКРАИНА»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА КАРЬЕРНЫХ САМОСВАЛОВ РАБОТАЮЩИХ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

ЧАО «Центральный горно-обогатительный комбинат» занимает ведущее место в Криворожском железорудном бассейне, из 4 карьеров глубиной от 185 до 320 м ежегодно транспортируется около 40 млн т горной массы.

Транспорт руды и пород – комбинированный, с приоритетом автомобильного, от забоя до перегрузки на железнодорожный или конвейерный транспорт. Технологический автотранспорт – около 60 карьерных автосамосвалов БЕЛАЗ грузоподъемностью 120-136 т.

Понижение горных работ существенно ухудшает горнотехнические условия, повышает эксплуатационные нагрузки, снижает надежность техники и эффективность транспортировки. На ЧАО «ЦГОК», особенно Глееватском карьере, условия эксплуатации автосамосвалов характеризуются минимальными в регионе параметрами карьерных автодорог и технологических площадок для маневрирования.

В таком случае узлы и агрегаты машин, особенно трансмиссии и подвески, подвергаются максимальным граничным нагрузкам и поэтому требуют дополнительного внимания при проведении плановых и не плановых технологических воздействий по поддержанию работоспособного состояния.

Принятая в 2013 году заводом-изготовителем БЕЛАЗ обновленная система технического обслуживания и ремонта не предусматривает проведение ранее имеющихся плановых ремонтов ПР-1 и ПР-2, что может сказаться на надежности работы машин работающих в сложных условиях.

Разработаны имитационные математические модели функционирования карьерных автосамосвалов БЕЛАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т и горнотранспортного цеха, в котором проводятся все виды технического сервиса машин, как своими силами, так и с привлечением специалистов специализированного сервисного фирменного предприятия при различных системах обслуживания и ремонта.

Выполненные с использованием разработанных математических моделей исследования надежности работы карьерных автосамосвалов в условиях Глееватского карьера показали целесообразность сохранения плановых ремонтов машин при эксплуатации в сложных горнотехнических условиях.

Показана целесообразность закрепления машин за типовыми трасами движения и соответствующем планировании работ по техническому сервису с учетом трас движения.

Статистические исследования по фактическим наработкам на отказ подтвердили результаты математического моделирования.

Результаты исследований принимаются к использованию в условиях горнотранспортного цеха № 1 ЧАО «Центральный горно-обогатительный комбинат».

УДК622.647.2

Н.Ш. МОЛОДИНИ, канд. техн. наук, проф., Грузинский технический университет
Р. Н. МОЛОДИНИ, канд. техн. наук, инженер, «Бритиш петролеум», Грузия
Ш.Г. КЕЛЕПТРИШВИЛИ, канд. геол.-минерал. наук, проф.,
Грузинский технический университет, Грузия

ЕЩЕ РАЗ О ЗАДАЧЕ ПЕТРОВА – ЖУКОВСКОГО

С древности ученые интересовались вопросами трибологии – регулированием сил трения, изнашивания и смазкой, что сегодня играет важнейшую роль в машиностроении. В докладе излагаются результаты, полученные при исследовании вопросов передачи тягового усилия на гибкой нити (конвейерной ленте) вакуум-барабаном [1,2], т.е. трения трущихся поверхностей в вакуумной среде при макроэластогидродинамическом режиме.

При таком режиме коэффициент трения может доходить до μ=5 [3], но, так как при горно-транспортных механизмах невозможно сохранить совершенно чистые трущиеся поверхности (без пленки окислов), мы намерены полученный нами коэффициент μ=0,7 – 0,8 увеличить до μ=1,5-2, а тяговый фактор $e^{\mu\alpha}$≥20-30.

При таких условиях многобарабанные приводы ленточных конвейеров можно заменить на однобарабанный вакуум-привод с углом обхвата ленты (α=180-270°), который при нормальных реологических условиях (указанных в паспорте привода) может работать длительное время при соблюдении графиков текущего осмотра, среднего и капитального ремонта вакуумных механизмов (поршнего-кулачкового механизма), с помощью которого привод приобрел собственный тяговый фактор (тяговое усилие без предварительного натяжения сбегающей ветви ленты).

Величина этого фактора зависит от площади трущихся поверхностей, распределения равномерного и максимального разряжения в особенных точках кольцевой щели привода и возможности управления режимов – сухого (твердого), граничного (смешанная смазка) и жидкостного (гидродинамическая смазка) трения, одновременно с предусмотренным обобщенным числом Зоммерфелда.

Продолжаются теоретические и экспериментальные исследования по уменьшению или предотвращению (в зависимости от мощности привода) скорости упругого скольжения ленты на так называемой дуге упругого скольжения.

Это дает возможность поправить эпиуру, предусмотренную задачей Петрова-Жуковского, с помощью управляемых адгезионных усилий, которые будут действовать на дуге упругого скольжения нарастающим значением от дуги относительного покоя до точки сбегания ленты от привода.

Итак, эпиура натяжения конвейерной ленты при таком рабочем режиме приблизительно будет иметь форму ближе к имеющейся на дуге относительного покоя, т.е. будеть отсутствовать или иметь незначительное упругое проскальзывание (в зависимости от мощности привода).

На основании полученных результатов можно сделать вывод: из за собственного тягового фактора создаваемое трением в вакууме и увеличением $e^{\mu\alpha}$≥20-30, уменьшаются предварительное натяжение и знакопеременные нагрузки.

Соответственно, и потребная прочность тяговой ленты также уменьшается, что дает значительный экономический эффект.

Список литературы

1.**Молодини Н.Ш.**А.С.№543574 “Приводной барабан ленточного конвейера”. 08.06.1973.

2. **Молодини Н.Ш.** и др. А.С.№676506 “Привод ленточного конвейера”. 30.11.1977.

3. **Kummer H. W.**Unified theory of rubber and tire friction. Eng. Res. Bulletin, B-94, penn.StateUniv., 1966.

УДК 622.648.6: 621.867.8: 621.694.2

А.И. ВОЛОШИН, член-корреспондент НАН Украины, д-р техн. наук, проф.,
С.Н. ПОНОМАРЕНКО, канд. техн. наук,
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА СОЗДАНИЯ ВИБРОПНЕВМОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

Отработка шахтных полей с оставлением отходов горного производства в выработанном пространстве шахт позволяет решить не только экологическую проблему, заключающуюся в исключении образования техногенных ландшафтов на шахтной поверхности (терриконы, отвалы и т.п.), но и повысить полноту извлечения полезного ископаемого и снизить его разубоживание. Кроме этого, использование отходов горного производства от внутришахтных источников для возведения закладочных массивов, в частности бутовых полос, решает вопросы эффективной охраны и поддержания горных выработок, минимизируя негативные проявления горного давления. Наиболее эффективно проблему утилизации отходов горного производства в выработанное пространство шахт позволяет решить вибропневмотранспортное оборудование различного технологического назначения.

В ИГТМ НАН Украины накоплен огромный опыт работы по фундаментальным и прикладным исследованиям физических процессов перемещения сыпучих материалов в поле действия вибро- аэродинамических сил. За последние десятилетия в институте созданы основы механики пневмотранспортирования сыпучих материалов с использованием механики гетерогенных сред и физически обоснованной математической модели движения двухфазных потоков «газ - твердые частицы». На основании разработанной фундаментальной теории двухфазных потоков в поле действия виброаэродинамических сил сформировано новое направление в разработке пневмотранспортного горного оборудования высокого технического уровня - малогабаритных, экономических, высокоэффективных вибропневмотранспортных машин непрерывного и циклического действия. Комплексы оборудования прошли широкомасштабные испытания и рекомендованы к внедрению на предприятиях горнодобывающей промышленности Украины.

Разработанная в ИГТМ НАН Украины вибропневмотранспортная техника способна решать различные технологические вопросы горного производства, связанные с закладкой выработанного пространства, в частности:

селективной выемки полезных ископаемых;

оставления в бутовых полосах породы от проведения и ремонта выработок;

решения вопросов оставления породы в различных технологических процессах горного производства с закладкой выработанного пространства.

Для селективной отработки маломощных (мощностью менее 1,75 м) пластов марганцевых руд с оставлением пустой породы в отработанных ранее заходках разработан, испытан и отработан в промышленных условиях вибрационно-пневматический закладочный комплекс ВПЗК ТУ 14-12-332-85.

Для перемещения отбитой выемочным комбайном породы непосредственно из призабойного пространства в выработанное пространство при раздельной выемке угля и породы (без выдачи ее на штрек) на тонких угольных пластах разработана установка для размещения породы (УРП) в выработанном пространстве лавы.

Для выкладки бутовых полос с обеспечением достаточно высокой плотности закладочного массива разработан комплекс вибропневмотранспортный бутовый (КВПБ). Комплекс предназначен для дробления, транспортирования и оставления породы в бутовых полосах при проходке и ремонте выработок.

Основным структурным элементом комплекса, осуществляющим транспортировку породы в выработанное пространство, является вибрационно-пневматическая (ВПМ) закладочная машина эжекторного типа.

Для технологий горного производства с оставлением породы в выработанном пространстве в ИГТМ НАН Украины разработано более 40 вариантов технологических схем применения КВПБ и эжекторной ВПМ.

Кроме этого в институте разработан типоразмерный ряд ВПМ с кольцевым эжектором, в котором в качестве классификационного признака принят диаметр транспортного трубопровода, указываемый в названии машины.

УДК 681.518:55:622

В.В. ВАПНІЧНА, канд. техн. наук, доц., С.П. ШЕВЧУК, д-р техн.наук, проф.,
С.В. ЗАЙЧЕНКО, д-р техн. наук, доц., Національний технічний університет України “КПІ”

ПРОФІЛОМЕТР ПІДЗЕМНИХ ВИРОБОК НА ОСНОВІ БАГАТОЦІЛЬОВОГО ГЕОМЕХАТРОННОГО КОМПЛЕКСУ

Сучасний етап розвитку засобів визначення властивостей і діагностування стану геотехнічних об’єктів характеризується застосуванням останніх досягнень механіки, інформаційних технологій, електротехніки і теорії керування. Застосування таких напрямів розвитку науки і техніки в поєднанні з географією і геологією дозволило створити якісно нові напрями: геоінформатику (геоінформаційні системи), телеметрію свердловин, внутрішньотрубну дефектоскопію та ін. Данні системи представляють собою інтегровані комп'ютерні системи, що знаходяться під управлінням спеціалістів-аналітиків, які здійснюють збір, зберігання, маніпулювання, аналіз, моделювання та відображення просторово - співвіднесених даних [1]. В загальному випадку данні системи можливо класифікувати, як мехатронні, з причини наявності всіх характерних ознак: IT-технології, електронні системи, системи керування, різні типи датчиків, механічних, оптичних та інших систем збору інформації [2]. Особливий інтерес с точки зору автоматизації вимірювання деформацій на поверхні гірничих виробок з метою створення автоматизованих систем геомеханічного моніторингу [3, 4] викликає створення вітчизняного профілометру підземних виробок на основі багатоцільового геомехатронного комплексу. Подібні роботизовані геоінформаційні комплекси успішно зарекомендували себе в дослідженнях, при яких присутність людини ускладнена: розвідування вулканів, свердловин, пустель, морського дна та ін.

Принцип дії профілометру підземних виробок подібний засобам діагностування нафтопроводів – внутрішньотрубним профілометрам [5], які, як правило, містять одометр, спайдер, блок живлення, датчик повороту труби і ущільнюючі манжети. Пряме застосування принципу дії даної системи неможливе з ряду причин: переміщення діагностичних комплексів в більшості випадків відбувається за рахунок енергії потоку продукту, що транспортується; позиціювання датчиків відносно осі трубопроводу відбувається шляхом безпосереднього контакту конічних ущільнюючих манжет з внутрішньою периферією контуру. Для переміщення діагностичного комплексу поздовж оси підземної споруди використано пневмоколісний привід візка, на якому розташовано комплекс датчиків з реєструючим обладнанням. Дані для побудови профілю підземної виробки представляють собою масив даних, який місить відстані від внутрішнього контуру виробки до осі повороту і кут повороту датчика, нахил датчика відносно початкового положення та шлях, який пройшов комплекс.

Отримані данні накопичуються в пам’яті пристрою і проходять подальший аналіз шляхом перерахунку відстані від датчика до периферії виробки з корекцією його положення і моделюванням просторової моделі виробки.

Метою проведених досліджень є визначення алгоритму і створення промислово-експериментального зразка геомехатронного комплексу для встановлення дійсного профілю підземної виробки, що дозволить провести аналіз стану кріплення або обробки.

Розроблений профілометр підземних виробок на основі багатоцільового геомехатронного комплексу дозволить значно зменшити трудомісткість, матеріаломісткість з одночасним збільшенням повноти і якості процесу збору даних поведінки поверхні гірничих виробок.

Список літератури

1. **Кошкарев А.В.** Геоинформатика. Толкование основных терминов / **А.В. Кошкарев, В. Н. Бурков** // М.: ГИС-Ассоциация, 1998. – 213 с.

2. Мехатроника: Пер с япон. / Исии Х., Иноуэ Х., Симояма И. и др. — М.: Мир, 1988. - 318 с.

3. **Баклашов И.В.** Геомеханика Учебник для вузов. Том 2. Геомеханические процессы / **Баклашов И.В., Картозия Б.А., Шашенко А.Н., Борисов В.Н.** // М.: МГГУ, 2004. — 249 с.

4. **D. Ferguson, A. Morris, D. H¨ahnel, C. Baker, Z. Omohundro, C. Reverte, S. Thayer, W. Whittaker, W. Whittaker, W. Burgard, and S. Thrun.** An autonomous robotic system for mapping abandoned mines. In S. Thrun, L. Saul, and B. Sch¨olkopf, editors, Proceedings of Conference on Neural Information Processing Systems (NIPS). MIT Press, 2003.

5. **Богданов Е.А.** Основы технической диагностики нефтегазового оборудования: учебное пособие / **Е.А. Богданов** //. - М. : Высшая школа, 2006. - 279 с.

УДК 621.542:621.61

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБГРУНТУВАННЯ РЕЖИМУ РОБОТИ ПНЕВМАТИЧНИХ ВІБРАЦІЙНИХ ЗБУДНИКІВ ПРОЦЕСУ ВИТІКАННЯ НАСИПНИХ МАТЕРІАЛІВ З ЄМНОСТЕЙ

Інтенсифікація процесів випуску і доставки руди - один з головних напрямків розвитку технічного прогресу в гірничорудній промисловості, де на ці операції припадає 30-40% усіх трудовитрат. Багаторазові перевантаження відбитої гірничої маси від очисного вибою до дробильної фабрики, продуктів її переробки на гірничозбагачувальних підприємствах супроводжуються численними зависаннями і зводоутвореннями в ємностях. Використання вібраційної техніки для їхнього руйнування сприяє суттєвому підвищенню продуктивності випуску насипних матеріалів. Вібрації, що діють на матеріал в ємності, зменшують ефективні коефіцієнти тертя між його частинками і поліпшують витікання [1]. Існуючі конструкції вібраційних механізмів для інтенсифікації процесу випуску насипних матеріалів з ємностей використовують приводи, що працюють на різного роду енергії. Серед них вигідно відрізняються простотою, економічністю, надійністю, доступністю стисненого повітря на підприємствах галузі, безпекою експлуатації в умовах підвищеної вологості і ведення підривних робіт пневматичні вібраційні приводи. Проте більшість таких конструкцій мають ударний режим робот і характеризуються зниженим ресурсом та підвищеним шумом. Робота такого приводу супроводжується співударяннями його рухомих елементів і, як наслідок, значними ударними навантаженнями. В результаті ці деталі сприймають напруження, що близькі або перевищують найбільші припустимі, і швидко виходять з ладу [2]. Отже, використання вібраційного приводу ударного типу може бути виправданим лише тоді, коли це є єдиним можливим технічним рішенням. В решті випадків слід віддавати перевагу безударним конструкціям для підвищення довговічності механізмів і поліпшення санітарно-гігієнічних умов їхнього обслуговування.

Випуск з ємностей і подальше транспортування насипних матеріалів пов’язані із значними навантаженнями на вібраційну машину, причому в процесі роботи їхня величина може різко змінюватися. З огляду на це в якості приводу таких машин доцільно використання інерційних віброзбудників, в яких відсутній жорсткий зв'язок між коливним елементом і робочим органом. Це забезпечує можливість зберігання працездатності конструкцій при значних навантаженнях.

Реалізація безударного режиму роботи пневматичних віброзбудників можлива шляхом використання пружних демпферних елементів, наприклад пружин в порожнинах приводу, що перешкоджають взаємному контакту його рухомих елементів. Інший спосіб - застосування для цього стисненого повітря. Таке рішення спрощує конструктивне виконання пристрою. Для забезпечення безударного режиму роботи пневматичного вібраційного приводу поршневого типу в його порожнинах потрібно створити демпферні повітряні подушки, наприклад, у вигляді замкнених відсічних камер [3,4]. Повітря в камерах в міру зменшення їхнього обсягу стискається і перешкоджає удару поршня в корпус в кінці прямого і зворотного ходу. Розміри відсічних камер мають бути вибрані таким чином, щоби стискання повітря в них компенсувало динамічний вплив з боку поршня, який рухається зі швидкістю декілька метрів за секунду.

Для кожної конкретної схеми пневматичного вібропривода підбираються раціональні значення конструктивних параметрів (довжина і діаметр поршня, довжина відсічних камер, розміри впускних, перепускних та вихлопних каналів), які дають змогу реалізувати безударну роботу при заданих умовами експлуатації значеннях режиму вібрації (частоти, амплітуди, змушеного зусилля).

Список літератури

1. Учитель А.Д. Вибрационный выпуск горной массы / **А.Д. Учитель**, **В.В. Гущин**. – М.: Недра, 1981. – 232 с.

2. **Александров Е.В.** Прикладная теория и расчеты ударных систем / **Е.В. Александров, В.В. Соколинский**. – М.: Наука, 1969. – 200 с.

3. **Горбачев Ю.Г.** Расчет рабочих параметров безударного инерционного вибровозбудителя ВПС-20 / **Ю.Г. Горбачев, Н.Ф. Василенко** - сб. научн. трудов «Повышение эффективности отработки глубоких карьеров» – Кривой Рог: НИГРИ, 1984. – с. 80–84.

4. **Горбачев Ю.Г.** Исследование безударного диафрагменного пневмовибропривода / **Ю.Г. Горбачев**. - Шахтный и карьерный транспорт : сб. научн. трудов. – М.: Недра, 1986, вып. 10. – с. 151–157.

УДК 658.515: 622.684–82

А.В. ВЕСНІН, канд. техн. наук, доц., Є.О. ГРАДОВА, аспірантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ НЕОБХІДНОСТІ СТВОРЕННЯ МОДЕЛІ ВИБОРУ РАЦІОНАЛЬНОЇ КОМПЛЕКТАЦІЇ ЕМТ АВТОСАМОСКИДА

Ефективність використання великовантажної кар'єрноїавтотехнікинасамперед визначається сукупністю гірничотехнічних умов експлуатації, які в більшості специфічні для кожного з родовищ.

Сучасний стан залізорудних кар'єрів Криворізького регіону з глибинами понад 300 метрів, характеризується значними ускладненнямигірничотехнічнихумов:

досягненням середнього ухилу технологічних трас величини 7 %, що є підвищеною для кар'єрних автосамоскидів; збільшенням відстані транспортування гірничої маси [2,3];

випередженням темпів видобутку над темпами виймання розкриву, що приводить до зменшення ширини робочих площадок до мінімально допустимих 25-30 м [3].

Зазначені фактори приводять до погіршення показників роботи кар'єрних автосамоскидів, які виражаються в збільшенні витрат дизельного пального, зниженні середньотехнічної швидкості руху, збільшенні навантажень на вузли і агрегати трансмісії, і як наслідок, подорожчанні робіт з технічного обслуговування та ремонту, ускладненні процесів маневрування при завантаженні-розвантаженні, що спричиняє збільшення тривалості транспортного циклу, та, в кінцевому підсумку, відображується в зростанні частки транспортних витрат в загальній собівартості видобутку.

На фоні погіршення гірничотехнічних умов експлуатації одночасно спостерігається достатньо динамічне збільшення та оновлення паркусамоскидів.

Основними машинамина кар'єрах Криворізького регіону єБелАЗ серії 7513 вантажопідйомністю 110-136 т, які обладнуються електромеханічною трансмісією (ЕМТ).

Компонувальна схема машини та можливості виробника дозволяють обрати замовнику 113 різних варіантів комплектації системи «дизельний двигун - тяговий електропривод», що теоретично дозволяє адаптувати машину до певних експлуатаційних умов.

Натомість, критичний аналіз літературних джерел з досліджуваної проблеми показав, що на даний часвідсутнібудь-які діючі алгоритми чи математичні залежності для визначення раціональної комплектації системи «дизельний двигун - тяговий електропривод» у відповідності до певних гірничотехнічних умов експлуатуючого підприємства.

Окрім того, в нинішніх економічних умовах, замовник, в першу чергу, керується ціновим показником та наявністю ремонтної бази, а не фактором відповідності гірничотехнічних умов експлуатації необхідній та достатній потужності силової установки машини, тобто більшу частину робочого часу машина працює у неефективних режимах, на яких неможливо використати потенціал силової установки самоскида, а саме - отримати максимальний ККД з одиниці спаленого пального.

Отже,ґрунтуючись на викладеному, актуальною задачею постаєрозробка критеріальної та методологічної бази на основі якої можна обґрунтувати та створити алгоритм вибору технічних параметрів силових машин, що входять до системи «дизельний двигун - тяговий електропривод», відповідно до специфіки гірничотехнічних умов експлуатуючого підприємства. Саме на рішення цієї задачі будуть спрямовані подальші дослідження.

Список літератури

1. **Фефелов Е.В.**Обоснованиекритерияэффективности эксплуатации силовых установок автосамосвалов на глубоких карьерах: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук/ **Е.В. Фефелов**.- Екатеринбург, 2012 – 139 с.

2. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. – К.: Міністерство промислової політики України, 2007. – 224 с.

3. План развития сырьевой базы Северного горно-обогатительного комбината до 2015 года. Анновский карьер. ОАО «Укргипроруда». – 108 с.

УДК 622.23.05: 621.867.52

В.ЗВИАДАУРИ, док. техн. наук, проф., Г. ГОГИА, канд. техн. наук, проф.
Н. АРУДАШВИЛИ, канд. техн. наук, проф.
Грузинский технический университет, Грузия

УПРАВЛЕНИЕ ТРАЕКТОРИЕЙ ВИБРАЦИИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ВИБРОПИТАТЕЛЯ И УВЕЛИЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВИБРАЦИОННОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Вибропитатели и вибротраспортеры широко применяются в горной промышленности для выгрузки, транспортировки и переработки полезных ископаемых и в других транспортно-технологических просессах сыпучих материалов.

Вибрационный технологический процесс сыпучих материалов является сложной динамической системой, состоящей из взаимодейтвующих частей: вибровозбудителя, рабочего органа и технологическеой нагрузки; ключ увеличения эффективности вибротранспортирующей машины нужно искать в каждой из этих частей исследованием их взаимодействия как единой, цельной системы.

На основе системного подхода авторами работы была разработана обобщенная математическая модель пространственного движения системы “вибровозбудитель – рабочий орган - технологическая нагрузка“ [1] в виде взаимосвязанных дифференциальных уравгений движения каждой из составляющих системы.

На ее основе была проведена моделирование с целью исследования влияния различных параметров (среди них пространственных - нерабочих - колебаний рабочего органа), указанной системы на поведение технологической нагрузки (сыпучего материала).

При модельном исследовании билы выявлены колебания, которые, вопреки существующего предположения, в комбинации с рабочими вибрациями, способствовали увеличению скорости вибрационного транспортирования (и интенсивности движения вобщем) сыпучего материала.

По результатам исследования была разработана конструкция электромагнитного вибропитателя с регулируемым углом взаимного направления упругих и электромагнитных сил возбудителя колебаний; новая конструкция, изменением угла между указанными силами, позволяет получит траектории вибрации рабочего органа различной формы: прямолинейные, эллиптические с различными радиусами, восьмиобразной.

Изменением формы рабочих вибрации можно управлять движением сыпучего материала: продольное транспортирование, перемешивание, изменение величины “подпригывания“ (особенно для труднотранспортируемых материалов) и. т. д.

Разработан лабораторный образец нового вибропитателя и проведены соответствующие эксперименты, подтверждающие результаты модельного исследования.

Разработаны и представлены материалы на патент на новой конструкции вибропитателя.

Список литературы

1. Victor S. Zviadauri, Merab A. Chelidze, George I. Tumanishvili. On the spatial dynamical model of vibratory displacement - The 2010 International Conference of Mechanical Engineering; London, U.K., 30 June - 2 July, 2010. - c. 1567-1570

УДК 622.331

В.И.СТАСЕВИЧ, старший преподаватель кафедры «Горные работы»,
Белорусский национальный технический университет, Беларусь

КОМПЛЕКТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА КОММУНАЛЬНО-БЫТОВОГО ТОПЛИВА

Согласно программе энергетической безопасности Республики Беларусь торф и древесное топливо являются наиболее востребованными в энергетике и сельском хозяйстве топливно-энергетическими ресурсами. К 2020 г.объем добычи торфа только для нужд энергетики РБ возрастет до 1,5 млн у.т., и в общем объеме котельно-печного топлива его доля составит не менее 4,3 %. Для сравнения: доля торфяного топлива при производстве электроэнергии в Финляндии в 2006 г. составила 5,3 %, тепловой энергии - 17,5 %. В Государственной программы «Торф» предусматривается увеличение производства кускового торфа в 17,4 раза к 2020 г.

До настоящего времени для добычи фрезформованного кускового торфа использовались машины АНБ–500, МТК–12, НТК-2. Практически все эти машины одного класса. Основными рабочими узлами их являются дисковые фрезы, одновинтовые прессы и неразъемные мундштуки. Проектировались они для работы с трактором ДТ-75Б. Усовершенствованный финскими инженерами фирмы SUOKONE вариант машины МТК–12 обеспечивает производительность до 10 т/ч при агрегатировании с трактором МТЗ-2010 (энергоемкость процесса добычи - около 14 кВт·ч/т).Основным недостатком машин является вращение торфа вкожухе пресса вместе с винтом,что значительно снижает производительность машины.

В БНТУ на кафедре горных работ предложена технологическая схемаи совместно с ОАО «Амкодор» и ПРУП «Красное знамя» разработана документация и изготовлен комплект современного высокопроизводительного технологического оборудования для производства фрезформованного торфа: для добычи - добывающие машины МТК-1,3 и МТК-1,6, сушки-ворошилка ВТК-8,4 и уборки - роторная уборочная машина.Комплект машин проектировался дляагрегатирования с тракторами Минского тракторного завода. Наибольшие энергозатраты приходятся на формование торфа машинамиМТК-1,3 и МТК-1,6, для которых рассчитаны удельные энергозатраты и осуществлен выбор тягача. Добывающая машина представляет собой многовинтовой пресс с расположением винтов в сообщающихся пресс-камерах, а расположенные в одну линию мундштуки выполнены разъемными (что исключает вращение торфа в кожухе пресса вместе с винтом) с возможностью выслки куска позади машины на всю ширину. Не меняя кинематическую схему можно изменить ширину стилки кусков увеличением числа винтов. Производительность машины МТК–1,3с шириной выстилки 1,3 м в ходе испытаний на предприятии «Туршовка» составила 16 т/ч чистой работы с трактором МТЗ–1523. Расчетная энергоемкость процесса добычи этой машиной составила около 8 кВт·ч/т.

Ворошение фрезформованноготорф происходит методом протяжки каната под слоем сохнущих кусков. Для этого использованаворошилка, рабочим органом которой является канат (стальной трос). К поверхности поля сушки канат прижимается пружинящими тягами. При движении ворошилки канат, скользя по поверхности поля сушки под кусками торфа, отрывает их от залежи, и тем самым, ликвидирует капиллярные связи кусков с залежью. Масса ворошилки - 250 кг. Рабочая скорость - 7-10 км/ч, производительность - до 900 т/ч.

Уборка кусков выполняется роторным подборщиком, обеспечивающим сдвигание кусков с убираемой полосы в валок, подборку с помощью скрепера, отсев мелочи, погрузку конвейером в кузов транспортного средства. В качестве транспортного средства применяют трактор с прицепом. В состав подборщика входят: пассивный ротор, скрепер, шарнирно соединенный с осью ротора, конвейер для погрузки торфа в прицеп. На залежах с достаточной несущей способностью мощности трактора МТЗ-1210 достаточно для работы с подборщиком на скорости 7 км/ч. В этом случае производительность по уборке составляет около 100 т/ч.

В результате проведенных испытаний на предприятии «Туршовка» в прицепе к тракторам различной мощности (МТЗ-1523, МТЗ-1210) подтверждена возможность производства торфа разработанным комплектом машин. При этом трудозатраты снижаются в 2-3 раза, металлоемкость в 1,5-2 раза. Испытания также выявили и конструктивные недостатки комплекта машин, которые в настоящее время устраняются.

УДК 620.179.7: 621.7/9

А.Г. БЕЖАНИШВИЛИ, канд. техн, наук, проф.,
Грузинский технический университет, Грузия

ЕЩЁ РАЗ О ТАНГЕНЦИАЛЬНОМ РЕЗАНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

Рассмотрены вопросы влияния параметров режима тангенциального резания и геометрии инструмента на усилия и удельную энергоемкость при разрушении пород, различных по своим физико-механическим свойствам, в том числе, Чиатурского месторождения марганца в лабораторных условиях. Установлено, что с увеличением шага резания и высоты уступа увеличиваются усилия и удельные энергозатраты. При резании марганцевых руд Чиатурского месторождения, которые отличаются повышенной влажностью, резкое увеличение усилий резания и удельных энергозатрат при одинаковых параметрах резания, наступает значительно раньше, чем на других видах пород с нормальной влажностю, что является препятствием для внедрения добычных и проходческих машин на этом месторождении. Резкое увеличение усилий резания можно объяснить тем, что из-за повышенной влажности руда прилипает к режущей кромке резца, в дальнейшем быстро уплотняется, образуется уплотненное ядро, в результате чего режущая кромка искусственно затупляется и резко повышается усилия резания и удельные энергозатраты.

Для определения основных закономерностей изнашивания резцового инструмента применительно к тангенциальному резанию, были выполнены исследования, в том числе на образцах Чиатурского месторождения марганца. Анализ полученных результатов подтверждает раннее проведенные исследования: нарастание величины линейного износа резца по задней грани, значительное в начальный период контакта резца с породой, быстро уменьшается. После достижения определенной величины износа, интенсивность изнашивания стабилизируется, а затем изменяется практически прямо пропорционально длине пути резания, пройденного резцом в контакте с породой.

Рассмотрены также пути повышения износостойкости инструмента, основное внимание уделено вопросу искусственного изменения свойств горной породы (понижение влажности и крепости).

Анализ полученных результатов для расширения области применения резцового инструмента показал, что в дальнейшем совершенствовании инструмента можно выделить несколько направлений:

повышение износостойкости материала, армирующего резец;

улучшение технологии изготовления инструмента;

совершенствование геометрии резца.

При расчетах горнорежущего инструмента необходимо кроме средних значений усилий резания учитывать также максимальные их величины, действующие на затупленный инструмент, так как именно последние в значительной степени обусловливают поломки резцов.Средние значения усилий резания необходимы для установления средней нагрузки на привод породопроходческой машины. Превышение характерных максимальных значений составляющих усилия резания над средними может быть приближенно учтено посредством коэффициентов неравномерности. Проведенный анализ экспериментальных данных показал, что для тангенциального резания в порядке первого приближения можно принимать определенные значения названных коэффициентов.

Результаты раннее проведенных исследований показали, что использование резцов, армированных двухслойными пластинками твердого сплава, существенно повышает износостойкость инструмента.

Учитывая,что при тангенциальном резании горных пород величина пути резца в контакте с породой значительно меньше, чем при повторном резании, сочетание тангенциального вида резания с использованием резцов, армированных двухслойными пластинками твердого сплава, позволит еще больше снизить удельные затраты на инструмент. В результате этого увеличится эффективность и область трименения породоразрушающего инструмента.

УДК 625.14 (574)

Б.М. КАЗИЕВ, магистрант,
НАО Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан

ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ПРОИЗВОДСТВА РЕЛЬСО-БАЛОЧНЫХ РАБОТ НА ЖЕЛЕЗНЫХ ДОРОГАХ КАЗАХСТАНА

Принятая на сети железных дорог Казахстана звеньевая технология укладки, демонтажа и капитального ремонта железнодорожного пути отличается от принятой в большинстве стран раздельной технологии тем, что максимально возможное число технологических операций вынесено с перегона и производятся в стационарных условиях. Рельсошпальная решетка (РШР) при звеньевой технологии обращается в технологических процессах в виде крупных (длина - до 25 м, масса - до 18 т) транспортабельных блоков - звеньев. Сборкой, разборкой и ремонтом звеньев РШР в стационарных условиях – на производственных базах путевых машинных станциях (ПМС) занимаются звеносборочно-разборочно-ремонтные технологические линии (ЗТЛ).

Сочетание в конструкции и технологии производимых работ звеносборочно-разборочной и ремонтной техники их специфических особенностей с чертами, общими для технологических комплексов машиностроения и стройиндустрии, приводит к формулированию задачи выбора рациональных параметров способа производства рельсо-балочных работ:разработке системной идеологии организации и методологии проектирования стационарных сборочных, разборочных и ремонтных постов на примере звеносборочно- разборочных и ремонтных комплексов и линий путевого хозяйства, обеспечивающих максимизацию качества работ и производительности при минимизации совокупных затрат.

В результате выполненных нами исследований была разработана блок схема общего алгоритма решения задачи выбора рациональных способов производства работ, определение критерия минимального риска при нескольких условиях сравнения вариантов

В соответствии с разработанным алгоритмом оптимизируется способ организации укладки железнодорожного пути в диапазоне от раздельного (все технологические процессы производятся на фронте укладки, все элементы РШР подаются на фронт укладки и с него раздельно) до звеньевого (наиболее трудоемкая часть технологических процессов вынесена на производственную базу).

Так же оптимизируются способ организации демонтажа железнодорожного пути в диапазоне от раздельного до звеньевого и оптимизируется способ организации процесса капитального ремонта пути в диапазоне от раздельного до звеньевого. Основное условие возможности и целесообразности оптимизации: наличие возможности закрытия перегона на значительное время (несколько рабочих смен). Это условие выполняется либо при наличии параллельного обходного железнодорожного направления, либо при эпизодическом характере перевозок.

Выводы. Разработанные блок-схема и алгоритм выбора рациональных параметров способа производства рельсо-балочных работ, позволяют устанавливать рациональные параметры взаимосвязанных работ по демонтажу и монтажу железнодорожного пути в диапазоне от раздельного до звеньего способов по минимуму совокупных затрат.

Предложенные методические положения, представляют собой основу для создания системы автоматизированного проектирования на стадиях принятия обоснованного концептуального решения звеносборочно-разборочно-ремонтных работ.

Результаты выполненных исследований могут быть использованы при прогнозировании развития парка звеносборочно -разборочно-ремонтной техники, синтезе новых технологии сборки, разборки и ремонта звеньев РШР и принципиальных схем транспортных систем технологических линий, решении задач повышения уровня автоматизации звеносборочных работ.

Список литературы

1. **Исаенко Э.П, Нурупбекова Г.С.** О необходимости реконструкции земляного полотна магистральных железных дорог Казахстана// Алматы: КУПС, 2011-С.19-22

2. **Омаров А.Д., Закиров Р.С**.. Новые конструктивные элементы верхнего строения пути городского рельсового и железнодорожного транспорта / – Алматы.: Бастау, 2000. –166 с.

УДК 62-92.113

А. И. ВОЛЬЧЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
Ивано-Франковский национальный технический университет нефти и газа
А. В. ВОЗНЫЙ, канд. техн. наук, М. М. ЛАВРЫНОВИЧ, магистр
НИИНГЭиЭ

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ТОРМОЗНЫХ ШКИВОВ В ТРИБОСИСТЕМЕ ЛЕНТОЧНО-КОЛОДОЧНОГО ТОРМОЗА БУРОВОЙ ЛЕБЕДКИ

Современная практика проектирования фрикционных узлов в тормозостроении уже не удовлетворяется тепловыми расчетами стационарных тепловых процессов.

Все чаще внимание исследователей обращается к необходимости решения задач связанных с динамикой температурных полей, которые относятся к рабочей поверхности и толщине обода тормозного шкива ленточно-колодочного тормоза. Это связано, в первую очередь, с большими поверхностными градиентами обода шкива, и как следствие, температурными напряжениями, значительно превышающими допустимые величины.

Для уменьшения температурных напряжений на рабочей поверхности обода верхней части составного тормозного шкива предложено воздушно-жидкостное его охлаждение.

Воздушно-жидкостная система пар трения ленточно-колодочного тормоза снабжена составным тормозным шкивом, кольцевыми камерами, воздухозаборниками, выполненными в виде сопла Лаваля и соединенными с первой кольцевой камерой, а последняя камера подключена к отверстиям, связанных с межконтактным зазором пар трения тормоза. Нижняя часть обода шкива омывается жидкостью, которая находится в камере расположенной под нерабочей поверхностью обода шкива.

Напряженно-деформированное состояние составных тормозных шкивов, имеющих концентраторы механических напряжений в виде отверстий, перегородок, спряжений рабочей и нерабочей поверхностей обода шкива, соответственно, реборд и крепежного выступа, оценивалось путем распределения импульсных контактных удельных нагрузок между сопряженными поверхностями трения, исходя из условия механического контакта.

Проблема состояла в том, что в процессе торможения части составного тормозного шкива нагревались и изменяли свою первоначальную форму. Поэтому задачу приходилось решать заново через заданное число шагов на рабочей поверхности обода (разбитого на диски) по времени с учетом их тепловых деформаций, которые определяются из решения задачи несвязанной термоупругости [1].

При рассмотрении и оценке состояния составного обода тормозного шкива от действия различных видов напряжений (от механических и тепловых нагрузок) следует отметить следующее: максимальные механические напряжения возникают на нерабочей поверхности обода вследствие ее прогиба и растяжения от действия удельных нагрузок; большие температурные напряжения наблюдаются в приповерхностных слоях обода шкива вследствие его расширения; выше нерабочей поверхности обода над жидкостной камерой температурные напряжения в несколько раз ниже, нежели в зоне рабочей поверхности, поскольку происходит интенсивное конвективное водяное и радиационное охлаждение, что приводит к большому градиенту температурных напряжений по толщине обода шкива; температурные напряжения намного большие в правой части обода шкива возле крепежного выступа, поскольку жидкостная камера и заборные отверстия с холодным набегающим потоком воздуха находятся в левой части обода.

Теоретические и экспериментальные исследования составного тормозного шкива с охлаждением показали, что при снижении энергонагруженности рабочей поверхности его обода на 20-25 % достигнуто уменьшение поверхностных температурных напряжений на 12-15 %.

Список литературы

1. Прочность, устойчивость и колебания температурных оболочечных конструкций // **В.Ф. Грибанов, И.А. Крохин, Н. Г. Паничкин [и др.].** – М.: Машиностроение, 1990. – 368 с.

УДК 622.647

В.И. ТАРАСОВ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр

ПУТИ СНИЖЕНИЯ ЗАТРАТ ЭНЕРГИИ НА ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ НАСЫПНЫХ ГРУНТОВ ЛЕНТОЧНЫМИ КОНВЕЙЕРАМИ

Систему конвейерного транспорта можно представить в виде трехуровневой структуры: система – подсистемы – элементы. В настоящее время проектирование системы ведется на уровне подсистем приспосабливая типовые конвейеры к конкретным условиям их эксплуатации. Адаптационная способность конкретного конвейера к реальным условиям его работы оцениваются тремя факторами: приемной способностью ленты, прочностью ленты и мощностью двигателя.

Качество использования типового конвейера по приемной способности можно оценить степенью приближения линейной массы груза на ленте к максимально возможной. Довести линейную массу груза до предельной можно уменьшением скорости ленты, если применить частотно регулируемый асинхронный привод. Уменьшение скорости при неизменном поступающем грузопотоке соответственно увеличивает необходимую силу тяги для перемещения ленты с грузом, при этом мощность не изменяется, а пробег ленты и роликов уменьшается, что продлевает их долговечность. Конвейерные ленты выпускаются с тканевым и тросовым каркасом. Последние имеют в несколько раз большее разрывное усилие, в 1,5 раза большую линейную массу и в полтора раза дороже тканевых. Степень адаптации их к конкретным условиям нагружения минимальна, т. к. они имеют один предел прочности на разрыв. В некоторых конкретных условиях их работы запас прочности такой ленты неоправданно высокий и составляет 30-70 при нормативе 8-10. Ленты с тканевым каркасом имеют от 3-х до 8-ми слоев ткани и соответственно пять пределов прочности на разрыв и пять значений линейной массы. Это позволяет адаптировать ленту на уровне ее изготовления к реальным условиям нагружения соответствующим выбором числа прокладок каркаса. С точки зрения обеспечения минимальной линейной массы ленты следует отдавать предпочтение лентам с тканевым каркасом. Тросовые ленты лучше применять там , где ленты с тканевым каркасом малоэффективны (крутые и длинные уклоны). В конкретных условиях длина конвейера определяется результатом кусочно-линейной аппроксимации извилистой выработки и отличается от паспортной в меньшую сторону. При меньшей длине конвейера двигатели его не догружены, что ведет к увеличению реактивного сопротивления в электрической сети и снижает cos φ. Снизить удельные затраты энергии можно за счет максимального сближения технической производительности конвейера с реальным грузопотоком и номинальной мощности двигателя с реальным режимом его нагружения. Эти задачи можно легко решить, если перейти от принципа построения конвейерной линии из типовых конструкций ленточных конвейеров к принципу проектирования ленточного конвейера для конкретных условий его применения из типовых элементов (лента, ролики, барабаны, редукторы, двигатели и др.). Такой подход позволит максимально адаптировать ленточный конвейер к конкретным условиям по производительности, длине, углу наклона, мощности привода, режиму работы и уменьшить резерв мощности установленного двигателя. Отклонение мощности двигателя от необходимой в этом случае будет определяться только шагом линейки мощностей стандартных двигателей.

Налицо техническое противоречие , когда заводам для поднятия серийности выпускаемых конвейеров выгодно максимально сужать номенклатуру, а горным предприятиям нужна как можно более широкая номенклатура конвейеров соответствующая каждому набору горно-технических условий работы , и что бы каждый конвейер обеспечивал минимальные удельные затраты энергии на транспортирование. Разрешить это противоречие позволит переход от проектирования конвейеров под усредненные горно-технические условия к проектированию конвейера из типовых элементов для конкретных горно-технических условий каждой транспортной выработки. Последняя проблема может быть решена заводами путем изготовления конвейеров под заказ горного предприятия для конкретных горных выработок. Однако, эта задача более оперативна может быть решена на уровне обычной корпорации, в состав которой должны входить машиностроительные предприятия. Для этого нужно создать банк покупных типовых элементов (ролики , барабаны, редукторы, муфты, двигатели и т.п.) и организовать на базе собственной ремонтно-механической службы производство недостающих элементов (рамы , ограждения и т.п.). Проектирование конвейера из типовых элементов под конкретные горно-технические условия может выполнять технический отдел корпорации.

При таком подходе к вопросу адаптации ленточного конвейера к конкретным горнотехническим условиям сокращение затрат энергии на транспортирование может достигать 30%.

УДК 622.619

Ю. Г. ГОРБАЧОВ, канд. техн. наук, проф., А. В. ЧЕРЕДНИЧЕНКО, магістрант,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНИХ КОНСТРУКТИВНИХ ПАРАМЕТРІВ КОВШОВИХ РОБОЧИХ ОРГАНІВ ГІРНИЧОГО ОБЛАДНАННЯ

Навантаження гірничої маси, відокремленої від масиву в гірничому вибої, є одним з найбільш трудомістких і важких процесів видобутку корисних копалин. Особливою складність він відрізняється при добуванні міцних, крупношматкових, важкоподрібнюваних та високоабразивних гірничих порід, характерних для гірничих підприємств чорної і кольорової металургії.

Основна складність створення високопродуктивної гірничої навантажувальної техніки пов'язана з важкістю розробки штабелю підірваної скельної породи [1]. Робочий орган навантажувальної чи виймально-навантажувальної машини під час відокремлювання шматків породи від штабелю долає значні опори, працює з дуже великими динамічними зусиллями у вкрай несприятливих умовах при наявності пилу, бруду, вологи, нерівностей підґрунтя гірничих виробок, в безпосередній близькості від зони ведення підривних робіт. Для ефективної експлуатації у таких надзвичайно важких умовах потрібні високонадійні, довговічні, конструктивно досконалі машини.

Аналіз джерел науково-технічної інформації показує, що знизити опори впровадженню ковша в штабель гірничої маси можна за рахунок обґрунтування та вибору раціональних параметрів як навантажувальної машини в цілому, та і її виконавчого органу. Одними з найперспективніших шляхів вирішення цієї важливої задачі можна вважати поліпшення геометричної форми робочого навантажувального органу, а також його динамічну активізацію в процесі навантаження [2].

Удосконалення геометричної форми ковшових робочих органів може здійснюватися шляхом відхилення бічних стінок ковшів від вертикалі на 30±5° в залежності від конкретних умов експлуатації. Хороші результати дає розвертання бічних стінок ковшів по відношенню до поздовжньої осі машини. Передні активні частини бічних стінок слід виконувати криволінійними і сполученими з днищем під тупим кутом. Робоча кромка передньої стінки ковша має бути загостреною під кутом приблизно 120°.

Одним з найбільш раціональних шляхів розширення технологічних можливостей ковшових навантажувальних та виймально-навантажувальних машин є оснащення їх виконавчими органами активної дії. Впровадження в промислову практику ковшів активної дії не лише забезпечує зниження опорів їхньому впровадженню в штабель гірничої маси, але й дає можливість перейти до безпідривних технологій виконання гірничих робіт і отримати суттєві еконо-мічний та екологічний ефекти. Найбільшого ступеня зниження опорів можна досягти за умови вібрування робочих органів навантажувального обладнання (в 4-5 разів) [3].

Зниження опорів при вібруванні відбувається внаслідок зменшення внутрішнього та зовнішнього тертя породи, що навантажується, зниження лобових опорів передніх кромок робочого органа, підвищеної плинності породи. За рахунок зменшення тертя частки насипного вантажу набувають значної рухомості, перед переднім кромками робочого органу навантажувальної машини не утворюються ущільнені ядра. Вони руйнуються вібрацією. Зменшення тертя між робочим навантажувальним органом і породою, руйнування ущільнених осередків, підвищення плинності породи обумовлюють зменшення зусиль впровадження. Вібрації можуть піддаватися як цілий ківш навантажувальної машини, так і лише його днище.

Список літератури

1. Ковшовые погрузочно-транспортные машины / **П.А. Корляков, Г.С. Кордюков, Ю.Н. Павлов и др.** – М.: Недра, 1980.

2. **Полуянский С.А., Козло В.К., Павлов Б.З., Прокопишин Л.Н.** Сопротивление копанию и параметры погрузочных машин для скальних пород (научная информация). – К.: Наукова думка, 1971. – 44 с.

3. Шахтные вибрационные погрузочные машины и питатели / **К.С. Гурков, Я.Б. Кальницкий, А.Д. Костылев, В.И. Креймер, Г.С. Рысев, В.В. Сороко, И.П. Тимофеев**. – Новосибирск: Наука, Сибирское отделение, 1969. - 136 с.

УДК621.165:622

М.В. КІЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., О.В. БОНДАР, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ЗАСОБІВ РАННЬОЇ ДІАГНОСТИКИ ДЕФЕКТІВ ТЕХНІЧНОГО СТАНУ СТАЦІОНАРНИХ ГІРНИЧИХ ТУРБОМАШИН

Експлуатація стаціонарних гірничих турбомашин (СГТ) свідчать, що фактичні терміни експлуатації в 4-10 разів менше проектних. Це викликає значні експлуатаційні витрати, порушення сталості виробничих процесів. Факти скорочення ресурсу СГТ обумовлюють задачу аналізу засобів ранньої діагностики дефектів технічного їх стану з метою розробки адекватних регламентів технічного обслуговування та ремонтного відновлення, задля зниження ймовірності відмов, мінімізації експлуатаційних витрат, забезпечення умов безпечної експлуатації.

При експлуатації, наприклад, компресорного устаткування необхідно періодично контролювати технічний стан складових частин за ДСТУ 3163-95 і віброшумових характеристик на робочих місцях за ГОСТ 12.1.012-90 і ГОСТ 12.1.050-86, базових вібраційних характеристик складових частин різних моделей устаткування з оцінюванням параметрів інфра- й ультразвуку в точках, які визначають вібраційне поле СГТ. У практиці віброконтролю прийнято вимірювати віброзміщення в діапазоні частот від 0 до 10 Гц, віброшвидкість - від 10 до 1000 Гц, віброприскорення - від 1 кГц до 10-20 кГц. Це дозволяє більш об'єктивно оцінювати діюче навантаження на елементи турбомашини.

Як нормативні вимоги до вібраційних випробувань для діагностичного забезпечення технічного обслуговування компресорного устаткування є ДСТУ 3163-95, яким передбачено діагностичне оцінювання технічного стану структурних елементів СГТ, що знаходяться в експлуатації, і визначення обсягу ремонтних робіт, адекватних технічному стану обладнання, а також прогнозування залишкового ресурсу за вібраційними характеристиками й основними параметрами призначення. Загальний рівень вібрації оцінювався відповідно до ИСО 10816-1 для турбомашин класу III (великогабаритні первинні двигуни та інші великі механізми з обертовими масами, установлені на нерухомих і великовагових опорах, які порівняно жорсткі в напрямі замірів вібрації).

Так, стан вузлів компресора К-500-61-1 за загальним рівнем вібрації оцінювався відповідно до ИСО 10816-1 як прийнятний (у межах границі зони В), тобто такий, що задовольняє умови тривалої експлуатації та не потребує виконання коригувальних дій.

При аналізі даних установлено, що рівні складових спектрів діагностичних сигналів на підставі їх порівняння з нормативними параметрами оцінювання технічного стану (наприклад стандарти ДСТУ 3161 - ДСТУ 3163) свідчать про відмінний технічний стан компресора. Але при цьому на об’єкті контролю суттєво змінилася структура спектральних складових (зафіксовано перевищення рівнів горизонтальних та осьових вібрацій основної гармоніки відносно вертикальної гармоніки), що свідчить про наявність дефектів, які збільшують рівень динамічного розбалансування, а відповідно, і рівень навантаження на ротор і його опори на загрозливо зростаючу величину. Застосування спектральних методів дослідження технічного стану в загальному оцінюванні підтверджують технічний стан, установлений при дослідженні загального рівня вібрації, але доповнюють діагностичний висновок інформацією про наявність у агрегаті поки що низько активних дефектів, які прискорять інтенсивність спрацювання окремих механізмів агрегату. Мова йде про несталість положення осі робочого органа компресора, наявність динамічного розцентрування, збільшення понад нормативних ударних зусиль у роботі зубчатого зчеплення мультиплікатора, статичного розцентрування приводу з мультиплікатором. Вплив названих дефектів стану на працездатність обладнання стане надзвичайно вагомим у часі, через що служби експлуатації мають можливість активно використовувати переваги спектральних методів діагностики для розроблення профілактичних програм і засобів усунення впливу виявлених дефектів. Отже, вирішення задач аналізу засобів ранньої діагностики дефектів технічного стану стаціонарних гірничих турбомашин, дозволять уникнути фактів скорочення ресурсу машин за рахунок розробки адекватних регламентів їх технічного обслуговування й ремонтного відновлення.

УДК 622.24

П.П. ПОЛИЩУК, ассистент, ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ БУРОВЫХ ГЛИНИСТЫХ РАСТВОРОВ, ПРИГОТОВЛЕННЫХ НА ОСНОВЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ ОБРАБОТАННОЙ ВОДЫ

Буровые глинистые растворы, которые используется при сооружении скважины, представляет собой сложную коагуляционно-тиксотропную дисперсную систему. Для рационального проведения технологического процесса бурения необходимо регулирование свойств и параметров этой системы. Существуют несколько видов обработки промывочной жидкости, основной целью которых являются изменение ее физико-химического состояния. Одним из таких видов является электрохимическая обработка.

В результате катодной электрохимической обработки вода, даже дистиллированная, приобретает щелочную реакцию за счет превращения некоторой части растворенных солей в гидрооксиды и присутствия избыточных гидроксильных групп OH^-, при этом уровень pH соответственно увеличивается. Окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) жидкости, который является мерой химической активности элементов, связанных с присоединением или передачей электронов, резко понижается. Величина ОВП, зависящая от температуры и уровня pH, достигает значения –950 мВ и ниже.

При анодной электрохимической обработке кислотность воды увеличивается, уровень значений pH соответственно уменьшается. Окислительно-восстановительный потенциал возрастает за счет образования устойчивых и нестабильных кислот (серной, соляной, хлорноватистой), а также пероксида водорода, пероксосульфатов, кислородосодержащих соединений хлора. Значения ОВП колеблются от +300 до +1200 мВ в соответствии со значениями pH и уровнем температуры. В результате такой электрохимической обработки увеличивается электропроводность.

Были проведены лабораторные исследования глинистых растворов, для приготовления которых использовался порошок из бентонита, равное количество которого затворялось на щелочной и кислотной фракции электрохимически обработанной воды определенного объема, а также на относительно нейтральной водопроводной воде того же объема.

Проведенные исследования свойств глинистых растворов, приготовленных на основе электрохимически обработанной воды, позволили выявить закономерности влияния значения водородного показателя pH на некоторые технологические параметры буровых глинистых растворов. При использовании воды с низкими значениями pH (кислотная фракция) наблюдается понижение значений условной вязкости и повышение водоотдачи. При затворении глинистого раствора на воде с высокими значениями pH (щелочная фракция) происходит увеличение условной вязкости и коэффициента тиксотропии по сравнению с раствором, приготовленным на нейтральной воде. Водоотдача в свою очередь понижается.

Установлено, что изменение значений условной вязкости относительно показателя pH происходит потому, что при большем значении водородного показателя происходит увеличение степени диспергирования глинистых частиц. Значит затворение глинистого раствора, на щелочной составляющей электрохимически обработанной воды позволит увеличить условную вязкость при неизменном количестве используемого глинистого порошка или уменьшить его расход при достижении необходимого значения вязкости. Также показано, что понижение водоотдачи при увеличении значений pH воды, на которой затворен глинистый раствор, происходит по следующим причинам.

Во-первых, как было показано выше, при использовании щелочной фракции электрохимически обработанной жидкости вязкость раствора увеличивается, а, следовательно, повышается сопротивление движению фильтрата в поровое пространство.

Во-вторых, вследствие увеличения степени диспергирования глинистых частиц в растворе повышается количество частиц коллоидного размера, что приводит к уменьшению проницаемости фильтрационной корки.

Полученные данные указывают на возможность использовать щелочной фракции электрохимически обработанной жидкости для улучшения некоторых технологических свойств буровых глинистых растворов при их приготовлении.

УДК 378.147 + 621.313 + 622

Н. А. НЕСТОРУК, канд. пед. наук, доц.
Красноармійський індустріальний інститут ДВНЗ «ДонНТУ»

ТЕХНОЛОГІЧНА УНІВЕРСАЛЬНІСТЬ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ПРИ ОПАНУВАННІ ТЕХНІЧНИХ ДИСЦИПЛІН ГІРНИЧИМИ ІНЖЕНЕРАМИ

Визначальне місце у забезпеченні високого рівня технологічної освіти, крім загальнодидактичних (науковості, наочності, зв'язку навчання з практикою, послідовності і наступності, врахування вікових особливостей, міцності, активності), належить таким важливим принципам, як детермінованості, систематичності, диференційованості, варіативності, інтегративності та інтерактивності навчального процесу.

На основі студіювання практики підготовки студентів гірничодобувної галузі з'ясовано, що зміст технічних дисциплін, які передбачають проведення експериментальних досліджень, орієнтується на формування в майбутніх гірничих інженерів фахово значущих умінь, які лежать у основі дослідницької компетентності: аналізувати, планувати, збирати схеми й налагоджувати їх, здійснювати проби або досліди, розраховувати показники, робити висновки й узагальнення результатів, тощо.

Якщо говорити про експериментальні дослідження у проекції опанування змістом технічних дисциплін, то доцільно узяти за основу наступне тлумачення, прийняте нами у навчальному посібнику «Основи наукових досліджень» [1, с. 90]:

Експериментальні дослідження - це дослідження, в основі яких лежить експеримент, що грунтується на науково поставленому досвіді або спостереженні явища в заданих умовах і дозволяє слідкувати за його перебігом, керувати ним, отримувати необхідні дані й відновлювати його при повторенні вихідних умов.

Оскільки в системі підготовки гірничих інженерів присутній значний перелік технічних дисциплін і їх навчальними програмами передбачено застосування не тільки теоретичних, а й емпіричних методів набуття знань, то експериментальні дослідження при вивченні цих дисциплін повинні бути невід'ємною складовою навчання.

«Предметом вивчення технічних дисциплін є реальні об'єкти практики – механізми, пристрої, машини, засоби їх конструювання, ефективність їх функціонування тощо.

Ці дисципліни підвергають дослідженню великі класи однорідних об'єктів (технічних пристроїв і машин певного класу) і шукають співвідношення та перетворення, що дозволяють звести складні і громіздкі задачі і розрахунки до простих» [2, с. 52].

У процесі проведення практичних робіт з технічних дисциплін, на яких пріоритет віддається інженерному експериментуванню, для опанування студентами проектується комплекс умінь, що відносяться до категорії затребуваних у майбутній практичній діяльності.

Знання, уміння й навички, якими опановують гірничі інженери при опрацьовуванні змісту різних дисциплін, а також досвід експериментування, об'єднуються в компетентнісний комплекс, достатній забезпечити проведення експериментальних досліджень і сформувати у них необхідний практичний досвід і професійні якості, потрібні для діяльності в умовах реального виробничого або навчального процесу.

Список літератури

1. Артюх С. Ф. Основи наукових досліджень / Станіслав Федорович Артюх, Ігор Ярославович Лізан, Ігор Вікторович Голопьоров, Наталя Анатоліївна Несторук. – Харків : УІПА, 2006. – 278 с.

2. Гризун Л. Е. Визначення специфіки навчальних дисциплін різних типів як один з чинників формування змісту вищої професійної освіти / Людмила Едуардівна Гризун // Педагогіка, психологія та медико-біологічні проблеми фізичного виховання і спорту : Наук. журнал. – 2008. – № 8. – С. 51–56.

УДК 622.232

Т.В. АЛТУХОВА, асистент, С.О. СКРИПНИК, студент,
Красноармійський індустріальний інститут
«Донецький національний технічний університет», Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ ІСНУЮЧИХ МЕТОДІВ ДІАГНОСТИКИ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ГІРНИЧИХ МАШИН

На сьогодні одна з основних галузей України, де знаходиться значна кількість електромеханічного обладнання, що експлуатується, є вуглевидобувна промисловість. Розвиток підземного способу видобутку корисних копалин йде по шляху збільшення виробничої потужності вугледобувного підприємства. Для забезпечення високої продуктивності необхідно збільшувати темпи проходки підготовчих гірничих вироблень і видобуток з очисних вибоїв, а це неможливо здійснити без обладнання, що володіє високою експлуатаційною надійністю.

Витрати на ремонт та технічне обслуговування електромеханічного обладнання (ЕМО) складають значну частину загальних експлуатаційних витрат вугільних підприємств. При цьому їх загальна частка в процесі експлуатації в міру вироблення ресурсу зростає. Тому особливу важливість мають питання, що пов'язані з оцінкою поточного стану гірничого обладнання, яке використовується, своєчасною діагностикою аварійних і передаварійних режимів його роботи, оцінкою залишкового ресурсу. Метою діагностики є визначення його технічного стану та оцінка залишкового ресурсу ЕМО, а саме підвищує надійність електромеханічних комплексів і при задовільному технічному стані електроустаткування дозволяє збільшити їх ресурс. Підвищення надійності досягається за рахунок раннього виявлення дефектів і несправностей, що дозволяє усунути їх під час технічного обслуговування і виключити відмови під час роботи, яке забезпечується за рахунок переходу до технічного обслуговування за станом. На даний момент існує багато методів діагностики: функціональна діагностика; візуально-вимірювальні методи контролю, капілярний контроль, акустичний контроль, радіаційний контроль, магнітний контроль, тепловий контроль, акустико-емісійний контроль, вібродіагностика, контроль стану речовини. Для огляду гірничих машин нам потрібні тільки декілька з них, які розглянемо докладніше.

Мета оперативної діагностики - отримання даних про технологічні параметри об'єкта діагностування та умови взаємодії з навколишнім середовищем. Оперативна діагностика здійснюється безперервно або дискретно з використанням штатного приладдя-вимірювального комплексу і полягає в реєстрації показників технологічного процесу, службовців параметрами стану виробу (температури, тиску, потужності, витрати і виходу технологічного продукту, вібрації і т.д.), і аналізу результатів їх статистичної обробки. У програмі оперативної діагностики необхідно передбачати завдання режиму функціонування і встановлення на об'єкті діагностування додаткової апаратури, що дозволяють найбільш повно виявити пошкодження або можливості виникнення відмов. Як основний показник етапу діагностики ЕМО є визначення залишкового ресурсу, що задається двома параметрами: напрацюванням до відмови і ймовірністю того, що протягом цього напрацювання граничний стан не буде досягнуто.

Залишковий ресурс встановлюється на основі сукупності отриманої інформації шляхом прогнозування його технічного стану за визначальним параметрам до досягнення граничного стану.

При цьому неодмінно знати: параметри, що визначають технічний стан і змінюються відповідно виявленому механізму пошкодження об'єкта діагностування; критерії граничних станів об'єкта діагностування, досягнення яких можливо при розвитку виявлених пошкоджень.

У загальному випадку вибір методу діагностики обґрунтовують точністю і достовірністю отриманих даних, вимогами точності і відповідності прогнозу, обумовленими ризиком його подальшої експлуатації, а також наявністю і надійністю системи оперативної діагностики.

З цього всього випливає, що перехід на технологію обслуговування «за станом» дозволить контролювати реальний поточний технічний стан електромеханічних систем вугледобувних підприємств; зменшити фінансові й трудові витрати при експлуатації; продовжити міжремонтний період і термін служби; скоротити потреби в запасних частинах; позбутися від раптових зупинок виробництва; планувати строки й зміст технічного обслуговування й ремонту. Тоді як програмно-апаратний комплекс дозволить вирішити поставлені завдання в реальному масштабі часу, тобто буде робити попередню обробку сигналів, вирішувати завдання контролю технічного стану й прогнозувати залишковий ресурс ЕМО.

УДК 622. 678. 522

Е.П. ТРОФИМОВА, ассистент, ГВУЗ „Национальный горный университет”, Украина

LA CAGE DE DÉPANNAGE ET SAUVETAGE UNIVERSELLE POUR L'APPAREIL DE LEVAGE AMBULANT

Dans L'Université nationale des mines d'Ukraine on a developpé l'appareil de levage ambulant ASPPU-6.3, qui est affecté à faire lever et descendre les gens, les matériaux et les équipements en cas de travaux de dépannages et sauvetages dans les fosses de mines profonds. Cette installation est complété par la cage spéciale universele pour 8-10 personnes, ainsi que les poulies supplémentaires dirigeant avec l'équipement en saillie pour leur fixation au-dessus du tronc d'avarie. La cage universelle mentionné ci-dessus est utilisé comme le récipient de levage pour l'évacuation les gens restant au puits armé ou étant suspendu là, à cause de défaillance cette machine de levage et pour l'accès du récipient d'éclaircissement la raison d'avarie et de la définion les activites de la liquidation ultérieure. La structure de la cage de dépannage et sauvetage doit prendre en considération la diversité des particularités volumineuses-de planification, constructives et fonctionnelles des ensembles élévateurs des troncs, auxquelles on peut demander son application. Aussi la structure de la cage de dépannage et sauvetage universelle doit assurer la possibilité rapide de redisposition du gabarit des guides de la cage sous la section donnée du tronc et le type armé pour la tenue des travaux de dépannages et sauvetages indépendamment du type du tronc et les conducteurs dirigeant (rigide et un conducteurs un câbles) [1].

Pour la garantie de l'universalité et la sécurité de l'utilisation de la cage aux situations d'accident dans les troncs de mine il faut d'analyser les facteurs, qui peuvent exercer l'influence considérable sur le déplacement libre de la cage dans les conducteurs dirigeant du puits de mine à la conduite des travaux de sauvetage.

La cage de l'installation de dépannage et sauvetage ambulante élévatrice en train de son exploitation bouge selon les conducteurs du tronc de mine à la vitesse jusqu'à 2 м/с. À une telle vitesse on peut définir le mouvement de la cage comme stable sans hésitations essentielles dans les directions frontales et latérales. Selon le projet de construction du tronc la paire des conducteurs doit se trouver dans le plan strictement vertical. En cours d'exploitation les mines le profil des conducteurs est déformé (la largeur de la voie des conducteurs peut changer sous l'influence de la pression de montagnes, sous l'influence des coups des récipients élévateurs sur les joints et les inégalités des conducteurs) et sont observées les rejets des conducteurs de la verticale comme à axial, et horizontal les directions. La cage de dépannage et sauvetage se déplace selon la paire des conducteurs, en étant en contact avec ceux-ci par les guides du glissement (les pattes pour rigide et le manchon pour un conducteurs un câbles). Les glissements dirigeant durement fixés sur la cage, embrassent étroitement les conducteurs et traquent nettement leur profil. L'application de la cage de dépannages et sauvetage dans le puits de mine avec de grandes déformations du profil des conducteurs peut amener ou à son coincement, ou vers la sortie de la voie des conducteurs.Ainsi, la tâche actuelle est le compte dans la structure de la cage de dépannage et sauvetage du tel facteur, comme la violation de la verticalité du profil des conducteurs en cours d'exploitation.

Pour la décision de la tâche livrées il est nécessaire :

examiner les types existant des installations dirigeant des cages de mine et analyser l'efficacité de leur application pour la cage de dépannage et sauvetage universelle pour l'appareil de levage ambulant;

perfectionner les noeuds de la fixation des guides du glissement (pour rigide et pour un conducteurs un câbles) pour la garantie des fonctions demandées de la cage de dépannage et sauvetage universelle en train de son exploitation.

Список литературы

1. **Самуся В.И.** Обоснование конструктивных параметров клети для аварийно-спасательной подъемной установки/ **В.И. Самуся**, **Е.П. Торба**// Збірник наукових праць Національної гірничої академії України. – Дніпропетровськ: Видавництво „Навчальна книга”, 2002. – №13, т.3. – С. 236-238.

УДК 622.673.1

И. С. ИЛЬИНА, канд. техн. наук, доц., В. П. ПИСАРЕВ, студент
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИСПЫТАНИЙ ДИНАМИКИ СИСТЕМЫ «СОСУД - АРМИРОВКА» ПРИ ТОРМОЖЕНИЯ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

При работе шахтных подъемных установок движение скипов, клетей и контровесов в проводниках армировки вертикальных стволов в силу различных причин приводит к возбуждению их горизонтальных колебаний. Эти колебания могут происходить в различных режимах динамического взаимодействия с проводниками (плавном или ударно-динамическом).

При взаимодействии с армировкой подъемные сосуды совершают малое пространственное движение с шестью степенями свободы, при котором могут возникать значительные динамические нагрузки на проводники армировки, представляющие опасность для эксплуатации подъема. Причиной появления таких нагрузок являются пространственные отклонения профиля проводников от вертикали и определенные сочетания жесткостных и инерционных параметров системы «канат – сосуд - армировка», при которых возникает перекачка кинетической энергии вертикального движения сосуда в его горизонтальные колебания (поступательные перемещения центра масс сосуда в горизонтальной плоскости и повороты вокруг центра масс).

Наибольшие динамические перегрузки подъемной системы возникают при предохранительном торможении на участке ствола с максимальной скоростью движения сосуда из-за срабатывания какого-либо аппарата защиты при нарушении нормального режима работы подъема, что может произойти в любой точке ствола.

В связи с этим, целесообразно провести исследования с помощью аппаратурных измерений динамических параметров подъемных сосудов и барабана подъемной машины на характерных участках, расположенных в контрольных точках ствола: в его верхней, средней и нижней частях ствола при спуске и подъеме сосуда с вариацией по загрузке и начальной скорости в момент торможения.

При проведении динамических измерений первый (подземный) измерительный комплекс устанавливается на подъемном сосуде. Датчик вертикальных колебаний сосуда (датчики перемещений, скорости или ускорений) закрепляется на корпусе сосуда измерительной осью вдоль вертикальной оси сосуда.

Второй (наземный) измерительный комплекс устанавливается в машинном здании. В его состав входит датчик (канал информационной цепи подъемной машины) окружной (угловой) скорости барабана на подъемной машине, датчик сигнала в цепи включения предохранительного тормоза (ТП), регистратор со встроенным таймером, канал ввода сигнала с указателя глубины подъемной машины.

При проведении динамических инструментальных исследований информативными параметрами, дающими достаточно полное представление о характере движения подъемного сосуда в режиме торможения являются мгновенные значения следующих параметров, регистрируемых в развертке по временной координате: горизонтальные ускорения направляющих подъемного сосуда на его верхнем и нижнем поясах; вертикальное ускорение подъемного сосуда; угловая частота вращения (окружная скорость) барабана подъемной машины; сигнал включения предохранительного тормоза; длина головного каната в момент торможения (координата подъемного сосуда); натяжение головного каната; время с начала торможения. Срабатывание предохранительного тормоза даже на участках с плавным рабочим движением сосуда вызывает возникновение дополнительных перегрузок системы по уровню эквивалентных и даже превышающих уровень перегрузок при движении по участку пространственно искривленных проводников.

Поэтому плавное движение сосуда по участку с прямолинейной, но изношенной армировкой, еще не гарантирует безопасность ее эксплуатации в случае срабатывания на нем аварийного тормоза.

Результаты экспериментов, проведенных в промышленных условиях, и их анализ показывают, что при наличии в стволе участков с изношенной армировкой необходимо проводить тщательный осмотр проводников и расстрелов после реализации на них аварийного торможения подъемных сосудов.

УДК 622.6

І.В. ПРИДАТЬКО, ст. викладач, Красноармійський індустріальний інститут ДВНЗ Дон НТУ

АНАЛІЗ ПРОБЛЕМ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ПІДЙОМНИХ КОМПЛЕКСІВ ШАХТ І ШЛЯХИ ЇХ ВИРІШЕННЯ

Вугільна промисловість залишається для України стратегічно важливою як в економічному, так і в соціальному плані. Вона забезпечує сировиною металургійну і хімічну галузь, істотно впливає на стан ЖКГ, є гарантією енергетичного суверенітету нашої держави. Забезпечує трудову зайнятість населення, у нашому регіоні часто є містоутворюючою.

Відповідно до прогнозів міжнародних фінансових організацій попит і ціна на вугілля буде постійно збільшуватись ще десятиліття. На сьогодні Україна має величезний потенціал, як у видобутку вугілля, так і його переробці. Запасів вугілля в Україні вистачає на 150-200 років. Але наявний потенціал не реалізований, більше того розвиток галузі практично припинився.

Це пов'язано з рядом причин основна з них - це не конкурентоспроможність нашого вугілля, із-за високої собівартості. На більшості шахт, за винятком 8-10 передових підприємств галузі, катастрофічно низька продуктивність праці робітників, морально і технічно застаріле устаткування і технології, істотне фінансове навантаження на вугільні підприємства додають закріплені за ними об'єкти соціальної сфери.

Однією з найбільш важливих ланок виробничого комплексу шахт є головні підйомні установки, технічний стан і економічна ефективність яких на більшості шахт залишає бажати кращого.

Проблема комплексна і складається з цілого ряду аспектів, а саме:

морально застарілі підйомні комплекси багатьох шахт. Конструкція і технологічні ідеї устаткування, яке експлуатується на них, були розроблені ще в 30- 40 роки минулого століття;

значний фізичний знос устаткування підйомних комплексів, внаслідок чого недостатня їх надійність. Оскільки капітальна вартість їх величезна, а термін служби складає 25-30 років;

велика енергоємність устаткування підйомних комплексів і відповідно високі питомі енерговитрати на підйом вугілля;

низький рівень кваліфікації обслуговуючого персоналу і небажання, або не можливість підприємств галузі вкладати матеріальні кошти в навчання персоналу. Результатом цього є не можливість застосування на багатьох шахтах сучасного технологічного устаткування, не якісне або не своєчасне технічне обслуговування устаткування;

Значно поліпшити ситуацію дозволить виконання наступних заходів:

оснащення підйомних комплексів шахт, що знову будуються і реконструюються, сучасними системами управління підйомними машинами;

модернізація, з частковою заміною устаткування підйомних комплексів, що знаходяться в експлуатації;

розробка нових методів навчання обслуговуючого персоналу;

перегляд навчальних програм учбових дисциплін ВНЗ з метою включення в них вивчення новітніх розробок в області автоматизації і управління підйомними машинами і їх експлуатації (реалізується в КІІ ДВНЗ ДонНТУ).

Реалізація викладених заходів вимагає величезних матеріальних і інтелектуальних витрат і неможлива без тісної співпраці підприємств розробників і виробників, вуглевидобувних підприємств і навчальних закладів.

Зрозуміло, що такі завдання повинні вирішатися на рівні профільних міністерств, проте вже сьогодні в цьому напрямі зроблені серйозні кроки. Намічені шляхи співпраці науково-виробничих корпорацій і вуглевидобувних підприємств.

Розроблені механізми фінансування довгострокових програм наукових досліджень і впровадження їх результатів в промисловості.

Враховуючи усе вищевикладене, впровадження запропонованих заходів дозволить вирішити більшість проблем, що накопичилися - підвищити економічну ефективність, надійність і безпеку, умови праці, виробничу компетенцію і кваліфікацію обслуговуючого персоналу.

УДК 662.625.28-592.112(043.5)

А.А. САВЧЕНКО, аспирант, ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

РАЗРАБОТКА ТОРМОЗНОЙ СИСТЕМЫ ШАХТНЫХ ПОЕЗДОВ С СИЛЬФОННЫМ ПРИВОДОМ

Практика тормозостроения не имеет технических решений по управлению силой трения по величине и в функции скорости скольжения, которая в тормозе обладает обратной реактивностью. Построена модель трибомеханики для выявления закономерностей диссипации энергии торможения, что при проектировании подвижного состава позволяет установить рабочие процессы тормоза и оптимальные варианты управления ими из множества возможных.

Цель работы - увеличение производительности локомотивного транспорта за счет снятия граничений по торможению подвижного состава.

Для достижения цели необходимо решить задачи исследования:

разработка вычислительного алгоритма моделирования тяги и управляемого движения шахтных поездов.

обоснование закономерностей реализации тяговой и тормозной сил ходовыми колесами подвижного состава для определения массы и количества тормозных механизмов поезда;

адаптация тормозной системы шахтных поездов к тяговой способности локомотивов типажного ряда.

Идея работы – снять ограничения массы поезда и скорости его движения по торможению за счет увеличения количества тормозных единиц подвижного состава и его продольной устойчивости.

Объект исследования - рабочие режимы тяги и торможения подвижного состава локомотивного транспорта шахт.

Предмет исследования - управление силами торможения в зависимости от массы, тормозного замедления и допустимой скорости движения поезда.

Научная новизна полученных результатов:

закономерности реализации тяговой и тормозной сил ходовыми колесами подвижного состава локомотивного транспорта шахт и обоснование необходимости увеличения тормозной силы поездов для нормального и завышенного профилей рельсового пути;

разработана методика вычислительного эксперимента для моделирования тяги и управляемого движения шахтных поездов, вместо натурных испытаний;

критерии адаптации тормозной системы поезда к тяге локомотива и управление трением в тормозах по величине и в функции скорости движения.

Практическое значение результатов:

обоснование структуры, технических решений и показателей назначения тормозной системы шахтных поездов;

способ и устройства управления силой торможения на прицепной части и повышения продольной устойчивости подвижного состава шахтных поездов.

Целью предлагаемого изобретения является увеличение надежности тормозной системы путем упрощения конструкции гидропривода и устранения недостатков.

Вывод: Разработка тормозной системы на прицепную часть поезда позволит повысить эффективность торможения в 6 раз, расширить область применения локомотивной откатки на уклонах путей без снижения безопасности транспорта. Модернизация колодочного тормоза локомотива позволить повысить эффективность торможения от 30 до 50 ‰.

Управление силой трения в тормозных механизмах при применении сильфонов осуществляется за счет регулирования при проектировании параметров коэффициента демпфирования и коэффициента жесткости.

Разработана динамическая модель колодочно-колесного тормоза подвижного состава шахтного рельсового транспорта как трибологической системы с деформируемыми звеньями и дискретным криволинейным контактом, что позволяет моделировать динамические процессы с контактным возбуждением фрикционных колебаний.

УДК 622.002.5

А.А. ХРУЦКИЙ, канд. техн. наук, доц., Ю.И. ЧУМАК, ст. преподаватель,
В.А .ОЩЕПКОВ, магистрант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОЧЕГО ЦИКЛА ПОГРУЖНОГО ПНЕВМОУДАРНИКА П-110

Одним из основных технологических процессов горнорудного производства являются буровые работы. Причем в объеме буровых работ преобладает бурение скважин. В отечественной практике бурение скважин выполняется буровыми станками с погружными пневмоударниками. Основными направлениями совершенствования конструкций этих машин являются увеличение энергии удара и снижение потребления сжатого воздуха. Проектирование бурового оборудования с использованием компьютерного моделирования дает возможность сократить сроки, удешевить проведение проектно-конструкторских работ и получить качественно новое решение сложных конструкторских задач, с возможностью визуального отображения изучаемых процессов и искомых закономерностей, недоступных ранее.

При моделировании рабочего цикла пневмоударной бурильной машины возникает необходимость в решении задачи газодинамики с подвижными телами, в которых твердое тело движется под давления газа или наоборот. Не все существующие методы, применяемые при компьютерном моделировании, в состоянии решить такую задачу.

В ходе анализа основных методов компьютерного моделирования с точки зрения возможности решения задачи газодинамики с подвижными телами, рассмотрены метод конечных элементов [2], метод конечных объемов [2,4], метод гидродинамики сглаженных частиц [5-7] и метод дискретных элементов [8]. Установлено, что указанная задача может быть с успехом решена с помощью метода конечных объемов с динамической сеткой [2,4], которая при каждом шаге расчета перестраивается и подстраивается под изменившеюся расчетною область, а также с применением метода гидродинамики сглаженных частиц, который является не-сеточным лагранжевым вычислительным методом для симуляции жидкостей, газов и твердых тел. Проведен анализ рабочих процессов погружного пневмоударника П-110 с помощью компьютерного моделирования методом конечных объемов с динамической сеткой в программном комплексе FlowVision компании Tesis [4] в рамках программы поддержки образования «Учись студент!».

Построена расчетная модель погружного пневмоударника П-110 в САПР SolidWorks. Расчет выполнялся комплексно: удар поршня-ударника по хвостовику коронки в моделировался SolidWorks Motion, затем полученные данные о скорости отскока поршня-ударника передавались во FlowVision, где моделировалось дальнейшее движение поршня под действием сжатого воздуха до следующего удара по хвостовику коронки.

Полученные данные о изменении давления сжатого воздуха в камерах пневмоударника и о перемещении поршня в течении одного цикла сравнивались с известными данными исследований [1,3]. Установлено, что расхождение между результатами компьютерного моделирования и известными данными составляет 15-18 %.

Список литературы

1. **Бегагоен И.А.** Устройство и расчет современных перфораторов и пневмоударников / **И.А. Бегагоен, А.Г. Дядюра**. – М.: Госгортехиздат, 1963.–180 с.;

2. **Галлагер Р.** Метод конечных элементов. Основы: Пер. с англ. – М.: Мир, 1984 – 428 с.;

3. **Есин Н.Н.** Погружные пневматические машины ударного действия для бурения скважин / **Н.Н. Есин**. – Новосибирск: Наука, 1976. – 100 с.;

4. Документация FlowVision. [Электронный ресурс] URL: https://flowvision.ru/index.php/public-downloads/category/8-dokumentatsiya-flowvision;

5. **Gui-Rong Liu, M.B.Liu.** Smoothed Particle Hydrodynamics.A Meshfree Particle Method. – World Scientific, 2003. – 472 p.;

6. **Möller M.** Particle-based fluid simulation for interactive applications / **M. Möller, D. Charypar, M. Gross** // Proceedings of the 2003 ACM SIGGRAPH / Eurographics symposium on Computer animation. – Aire-la- Ville, 2003. – P. 154–159;

7. **Monaghan J. J.** Smoothed particle hydrodynamics / **J. J. Monaghan** // Annual Review of Astronomy and Astrophysics. – Clayton, 1992. – P. 543–574;

8. **Williams, J.R. ,O'Connor R.** Discrete Element Simulation and the Contact Problem, Archives of Computational Methods in Engineering, Vol. 6, 4,1999 – P. 279–304.

УДК 624:622.791

Т.С. БІЛЬМАК, студентка, В.І. ЧЕРНИШЕВ, асистент, КІІ ДонНТУ

ПРОГНОЗУВАННЯ БЕЗАВАРІЙНОЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ БАГАТОЕЛЕМЕНТНИХ СТРИЖНЕВИХ МЕТАЛОКОНСТРУКЦІЙ В БОРОТЬБІ З ПРИЧИНАМИ ЇХ АВАРІЙНОГО РУЙНУВАННЯ

Серед будівельних конструкцій особливе місце займають стрижневі металоконструкції, які досить широко застосовуються в багатьох галузях промисловості, в тому числі і в гірничій. Накопичення пошкоджень, поява та розвиток дефектів знижують несучу здатність конструкцій, тому для великих та багатоелементних систем ймовірність втрати несучої здатності та зниження терміну експлуатації зростає.

Вихід з ладу одного або декількох елементів системи ще не означає припинення її функціонування/ За цим критерієм застосовують поняття «живучості» , під котрим розуміють здатність конструкції зберігати загальну несучу здатність при локальних руйнуваннях. Фундаментальні аспекти руйнування матеріалів за останні десятиліття в достатній кількості досліджені для простих ідеалізованих силових схем [3], але процес руйнування реальних конструкцій – більш складний, потребує досліджень напруго-деформованого стану в конкретних експлуатаційних умовах з урахуванням факторів, формуючих механізми руйнування.

У металоконструкцій порівняно невеликий резерв в перерозподілі зусиль, наприклад локальній пошкодження – іноді причина втрати локальної здатності, а якщо елемент основний і несучий, то може зруйнуватися весь об’єкт [1]. До руйнування стрижневих металоконструкцій можуть призвести дефекти монтажу або виготовлення, корозія, використання металу з характеристиками нижчими за проектні значення, помилки проекту, неповне врахування можливих навантажень і недостатня система конструктивних зв’язків.

Таблиця 1

Дані за аварійними руйнуваннями металоконструкцій

Чинники, які спричиняють руйнування	У відсотковому вираженні, %
Вплив умов експлуатації	60
Вплив людського фактору	19
Руйнування окремих елементів конструкції	10
Раптові впливи	8
Причина невизначена	3

Приблизно 60 % аварій відбувається під час будівництва, коли не всі елементи конструкції зібрані та замкнуті в стиках і вузлах. Розглядаючи застосування стрижневих багатоелементних металоконструкцій, саме корозія – один з найбільш вагових факторів, який викликає її руйнування [2].

Для забезпечення коректного прогнозування багатоелементних металоконструкцій пропонується виконати наступне:

сформулювати та обґрунтувати та основні понятті, принципи, якісні та кількісні показники експлуатаційної працездатності;

урахувати можливість прояву ефекту, як при проектуванні, так і при експлуатації великорозмірних та багатоелементних металоконструкцій;

зібрати та систематизувати дані при фізичний знос металевих конструкцій, які експлуатуються тривалий час;

вивчити поведінку конструкцій в умовах нерегламентованих нормами впливі, в тому числі при частковому пошкодженні або руйнуванні окремих елементів;

дослідити причини виникнення дефектів та пошкоджень стрижневих конструкцій, використовуючи моделювання процесів формування пошкоджень, виявлення фізичних закономірностей випадкового характеру розмірів та розташування дефектів.

Список літератури

1. **Доронін С. В.** Моделювання міцності та руйнування несучих конструкцій технічних систем/ **С. В. Доронін, Ю. И. Шокин, А. М. Лепихин.** – Новосибірськ: Наука, 2005. – 250 с.

2. **Іванова А. П.** Дослідження довговічності центральних зжатих стрижнів з геометричними характеристиками, які змінюються / **А. П. Іванова** // Наук. вісник НГУ. – 2-13. - №3. -.С. 87 - 93.

3. Машинобудування. Енциклопедія 40 т. Розд. II. Матеріали в машинобудуванні. Т. 2: Сталі. Чугуни. – М.: Машинобудування, 2000. – 784 с.

УДК 622.673.1

С. Р. ИЛЬИН, канд. техн. наук, доц., Е. С. ОЛЕЙНИК, студент,
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОТКЛОНЯЮЩЕГО ШКИВА БАРАБАННОГО ТИПА С УПРУГОЙ ФУТЕРОВКОЙ ВЕДУЩИХ ЖЕЛОБОВ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАТЯЖЕНИЙ КАНАТОВ МНОГОКАНАТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ УСТАНОВКИ

Проблема выравнивания распределения натяжений между канатами многоканатных подъемных установок является одной из самых актуальных для обеспечения их надежной и безаварийной работы. Повышенный разбаланс натяжений самым негативным образом сказывается на долговечности работы канатов, сроке эксплуатации футеровки шкивов, устойчивости движения подъемных сосудов в проводниках армировки жесткого и упругого типов.

Практикой установлено, что если при эксплуатации обеспечивать разбаланс натяжений канатов не более 5%, то срок службы канатов увеличивается до двух раз.

В порядке модернизации конструкций подъемных установок вместо блока раздельных отклоняющих шкивов начали применять цельные отклоняющие шкивы барабанного типа.

Появление в линии канатной передачи дополнительного многоканатного шкива существенно изменило схему кинематического взаимодействия шкивов с пакетом канатов. Между шкивами появился дополнительный короткий промежуточный участок, разбаланс усилий канатов на котором начал формироваться под воздействием двух не зависящих друг от друга многоканатных шкивов. При подъеме сосуда со стороны отклоняющего шкива разбаланс длин канатов, сформировавшийся в участке отвеса длиной 500-1500 м, полностью переходит в короткий участок струны между шкивами длиной 5-10 м.

Математическая модель, описывающая распределения натяжений между канатами в подъемной установке с отклоняющим шкивом барабанного типа получена в работе [3].

Было выполнено исследование разбаланса натяжений между канатами в отвесах и струне для четырехканатной подъемной установки угольного подъема шахты им. Героев Космоса ЗАО «Павлоградуголь». Параметры установки: число канатов n=4; масса порожнего скипа Qsk=37700 кг; масса полезного груза Qgr=26000 кг; длина отвеса со стороны отклоняющего шкива L_1=588 м; длина струны L_2=10 м; длина отвеса со стороны ведущего шкива L_3=598 м; расстояние от скипа в разгрузке до отклоняющего шкива h=10 м. Радиальная податливость футеровки ведущего шкива μ_2=0; отклоняющего шкива μ_1=1.25·10^{-7} м/Н; ΔR =±0,5 мм; R_2=2б5 м; R_1=1,5 м.

Результаты численного решения системы уравнений [3] и расчета отклонений длин, натяжений канатов и значений К-критерия для обоих шкивов в цикле подъема груза со стороны отклоняющего шкива при следующих параметрах: ΔR_1=0,1 мм; ΔR_2=-0,1 мм; μ_1-1,25·10^{-7}м/Н; показывают, что снижение отклонений радиусов на обоих шкивах в сочетании с упругой футеровкой отклоняющего шкива полностью обеспечивают эффект нескольжения канатов по отклоняющему и ведущему шкивам в самом неблагоприятном сочетании отклонений радиусов желобов на двух шкивах противоположных знаков.

Проведенные исследования позволили для условий конкретной подъемной установки определить предельно допустимые отклонения радиусов желобов отклоняющего шкива по критерию нескольжения по отклоняющему шкиву в условиях гарантированного непроскальзывания по ведущему шкиву.

Список литературы

1. **Нестеров П.П. и др.** Безуравнительный многоканатный подъем / Киев. Гостехиздат, 1963. – 475 с.

2. Руководство по контролю и регулировке распределения нагрузки между головными канатами многоканатных подъемных установок. РТМ 07.015-82. / Минуглепром СССР. ВНИГМ им. М.М. Федорова. Донецк, 1983. 39 с.

3. **Белобров В.И. и др.** Динамика шахтных подъемных установок / Изд. Днепропетровского университета. Днепропетровск, 2000 – 380 с.

УДК 621.316.722.076.12

Т.В. АЛТУХОВА, асистент, С.О. СКРИПНИК, студент,
Красноармійський індустріальний інститут
«Донецький національний технічний університет», Україна

ДОЦІЛЬНІСТЬ ЗАСТОСУВАННЯ НА ШАХТНИХ ПІДЙОМНИХ УСТАНОВКАХ ФІЛЬТРОКОМПЕНСУЮЧИХ ПРИСТРОЇВ ДЛЯ ЗАПОБІГАННЯ НЕГАТИВНОГО ВПЛИВУ ВИЩИХ ГАРМОНІК

В останні роки на вугледобувних підприємствах України спостерігається зростання обсягів видобутку вугілля. У зв'язку з цим збільшується число і потужності електроприймачів, які використовуються на шахтах, а це відповідно збільшує споживану електричну потужність. За оцінками провідних вітчизняних і зарубіжних фахівців частка електроенергії займає більше 40% у вартості продукції, а це досить вагомий аргумент у вирішенні питання енергозбереження, який необхідно вирішувати з точки зору більш раціонального використання електроенергії при дотриманні режимних обмежень в системі енергопостачання. Одним з основних напрямків скорочення втрат електроенергії і підвищення ефективності електрообладнання для вугледобувних підприємств є компенсація реактивної потужності з одночасним підвищенням якості електроенергії безпосередньо в електричних мережах шахт.

Одна з голових проблем компенсації реактивної потужності є негативний вплив спотворень форм струму і напруги, які викликані гармонійними складовими струму, споживаного нелінійними навантаженнями, що призводять до втрат в електричних машинах, трансформаторах і мережах; виникають резонансні явища, при яких гармоніки посилюються 10-15 разів; ускладнюється компенсація реактивної потужності за допомогою батарей конденсаторів, так як відбувається перевантаження конденсаторів; скорочується термін служби ізоляції електричних машин і апаратів (струми витоку в кабелях при рівні вищих гармонік 6-8,5% в напрузі через 2,5 роки експлуатації ставали на 31%, а через 1,5 року - на 43% більше, ніж у мережі, де гармоніки відсутні.); погіршується якість роботи систем релейного захисту, автоматики, телемеханіки і зв'язку. На шахтах виникнення вищих гармонік відбувається в основному на підйомних установках з тиристорним керуванням. Привід по системі «тиристорний перетворювач - двигун постійного струму», має недоліки по відношенню до мережі живлення: при його пуску виникають поштовхи реактивної потужності і падіння напруги електромережі, що супроводжуються появою в мережі вищих гармонік. В електродвигунах додатковий нагрів обмоток виникає через значну різницю в швидкостях магнітних полів, що обертаються, а вони, в свою чергу, утворюються вищими гармоніками і швидкістю обертання ротора. На відміну від трансформаторів, вихід з ладу електродвигунів шахтних підйомних установок (ШПУ) через негативний вплив вищих гармонік більш значний. Для вирішення даної проблеми необхідне застосування силових фільтрів вищих гармонік або фільтрокомпенсуючих пристроїв (ФКП), що містять конденсаторні батареї і послідовно з'єднані з ними фільтровані реактори з резисторами або без них і призначені для фільтрації вищих гармонік струму та одночасної генерації реактивної потужності на основній частоті. ФКП при ідеальному налаштування в резонанс повністю поглинають вищі гармонійні складові, а також використовуються як пристрої, що компенсують, тим самим створюючи умови для поліпшення якості електроенергії в мережі живлення. Перед встановленням фільтрів необхідно звернути увагу на особливості їх вибору саме для ШПУ. Однак зараз існує багато методів проектування ФКП та алгоритмів визначення вузла для їх встановлення при централізованому зниженні напружень вищих гармонік, але все ж для застосування фільтркомпенсуючих пристроїв саме на підйомній установці необхідно, в першу чергу, перевіряти їх на можливість застосування і нормальної роботи в мережі за умовою виникнення паралельного резонансу на вищих гармонійних складових у системі «мережа - ФКП».

Отже, встановлення ФКП на шахтні підйомні установки вугледобувних підприємств дозволить збільшити коефіцієнт потужності, що значно знизить втрати активної і реактивної потужності; знизити коефіцієнт несинусоїдальності; істотно збільшити рівень неканонічних гармонік та термін служби обладнання. Але наряду з перевагами є і недоліки, а саме даний пристрій налаштовується на частоту тільки однієї гармоніки; при потраплянні гармоніки вищої за ту, на яку налаштований ФКП, ефективність роботи пристрою знизиться та зменшення негативного впливу на шахтну підйомну установку буде недостатнім.

УДК 622/794: 621-1/-9

В.П. НАДУТЫЙ, д-р техн. наук, проф., С.В. КОСТЫРЯ, аспирант
ИГТМ НАНУ, Украина

ОБОСНОВАНИЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КОМПЛЕКСНОГО МЕТОДА ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

Обезвоживание горной массы является важным технологическим процессом при добыче, переработке и обогащении полезных ископаемых. Существует острая необходимость обезвоживания конечного продукта горного производства до минимального процентного содержания влаги. Также подобные проблемы возникают при подготовке железорудного и марганцевого концентратов к металлургическому переделу. Все конечные стадии обогащения руд происходят при мокром процессе, ввиду чего концентрат получают повышенной влажности.

Существующие методы обезвоживания, как правило, энергоемкие и требуют сложного оборудования. Однако при их использовании (кроме термического) остаточная влага конечного продукта остается высокой, что не полностью удовлетворяет требованиям производства. Особенно это относится к мелким классам крупности. Поэтому создание неметаллоемкого, с низким потреблением энергии, и эффективного обезвоживающего устройства является актуальным.

Целью работы является поиск и выбор нового устройства, способного производить более глубокое обезвоживание по мелким классам с минимальной металлоемкостью и энергозатратами для комплексного обезвоживания горной массы.

Известен вибрационный метод обезвоживания, он достаточно экономичен и им можно извлекать лишь свободную влагу. Для достижения этой цели используются виброгрохоты различной конструкции и типоразмеров. Данный метод эффективен при классификации пульп для обезвоживания их твердой части и используется на сливах классификаторов, дешламаторов, после мелкой отсадки горной массы. Вибрационным методом можно получить до 20% остаточной влаги.

Вакуумное обезвоживание является одним из распространенных методов на различных горных предприятиях, в частности на обогатительных угольных и рудных фабриках, при переработке торфа, каолинов, туфов и т. д. Для его осуществления необходимо громоздкое оборудование (барабанные, дисковые, ленточные вакуум-фильтры) и мощные вакуумные установки. К несовершенству метода относится недостаточная степень обезвоживания горной массы (до 20 % остаточной влаги) и ограничение по нижнему классу крупности горной массы (до 0,1÷0,2 мм).

Также одним из известных методов обезвоживания является электроосмотический (электроосмос). В случае электроосмоса разнополярность зарядов фаз приводит к перемещению в постоянном электрическом поле подвижных ионов вместе с жидкой фазой к соответствующему полюсу источника тока. Электроосмотический перенос жидкости через поровое пространство капиллярно-пористого тела определяется электрокинетическим потенциалом и строением двойного электрического слоя на границе фазового раздела.

Для решения проблем с повышенной влажностью в конечном продукте авторами разработано устройство, которое позволяет выполнять комплексное обезвоживание горной массы, поскольку в нем одновременно используются три механизма обезвоживания (вибрационный, вакуумный и электрокинетический) [1]. При этом вибрационный метод позволяет эффективно отбирать из горной массы внешнюю воду, вакуумный способ ускоряет этот процесс и дополнительно обезвоживает поровые каналы в горной массе, а также убирает перетяжки влаги между частицами. Использование электроосмоса позволяет частично извлекать капиллярную влагу, т.к. другими механическими способами удалить сложно.

Список литературы

1. Патент на корисну модель № 92897, UA, МПК B 01 D 61/56 (2006.1). Пристрій для зневоднення/ **Надутий В.П., Сухарєв В.В., Костиря С.В.** – Заявка № 2014 03 312; Заявл. 01.04.2014, Опубл. 10.09.2014. Бюл. № 17. – 4 с.

УДК 621.313.3

В. І. ЧЕРНИШЕВ, студент, Красноармійський індустріальний інститут, ДНВЗ ДонНТУ

СПОСІБ ЗАХИСТУ ТА ДІАГНОСТУВАННЯ ЕЛЕКТРОПРИВОДІВ ГІРНИЧИХ МАШИН ВІД ВИТКОВИХ ЗАМИКАНЬ

Експлуатація асинхронних електродвигунів, що знаходяться в незадовільному технічному стані, призводить до раптових фінансових втрат, зниження якості продукції та безпеки виробництва. З цих причини виникає необхідність захисту та діагностування асинхронного електродвигуна у процесі його роботи.

У вугільній промисловості України останнім часом спостерігається тенденція до збільшення кількості асинхронних двигунів в електроприводах гірничих машин. Так, сумарна потужність вітчизняного вугільного комбайна КДК700 досягає 830 кВт, а забійного конвеєра СПЦ334П становить 750 кВт.

Джерелом відомостей про відмови асинхронних двигунів є дефектні акти що надані з ремонтних заводів. Види та причини відмов усіх збірних одиниць вибухозахищених асинхронних двигунів наведено в табл. 6.9 [1 с.169]. Згідно із таблицею, на статор із всипними обмотками доводиться 45,4 % первинних відмов, із них 10,1 % припадає на виткове замикання. На статор з твердими обмотками доводиться 38 % первинних відмов, із них 17,2 % припадає на виткове замикання.

Миттєве визначення виникнення виткового замикання в обмотці вибухозахищеного асинхронного двигуна, приведе до запобігання руйнації обмотки, та у подальшому уникнути вимушеної бездіяльності в роботі гірничої машини.

У зв’язку із цим пропонується, для визначення виткового замикання, використовувати спектральний склад струму, що споживається асинхронним двигуном. Визначення характеристик вищих гармонік струму асинхронного двигуна, дозволить оцінити стан обмоток асинхронного двигуна.

Інноваційний підхід полягає у тому, що із нескінченного складу вищих гармонік струму асинхронного електродвигуна обирають гармоніку, яка знаходиться в резонансі у нормальному режимі. Частотне вікно спостереження прив’язане до резонансної гармоніки.

По напряму зміщення частоти резонансу, величині амплітуди та часу її дії приймається рішення.

Спектральні вимірювання проводяться під час роботи електродвигуна, без зупинки технологічного процесу.

За цим підходом пропонуються спосіб захисту від виткового замикання асинхронного електродвигуна [2].

Резонансна частота визначається індуктивністю обмоток статора і ротора та ємностями кабеля живлення та обмоток відносно корпусу.

Появі виткового замикання в обмотці статора відповідає резонансна гармоніка струму вищої частоти, ніж при нормальному режимі.

Запропонований спосіб раціональний для захисту і діагностування електродвигунів напругою вище 1 кВ, у які за умов безпеки не встановлюють датчики температури в обмотки електродвигунів.

Висновки. Обґрунтувано резонансну гармоніку струму в якості інформаційного сигналу для захисту і діагностування асинхронного електродвигуна від виткових замикань.

Розроблено спосіб захисту, який миттєво реагує на виткове замикання.

Гірниче підприємство отримає економічний зиск за рахунок зменшення кількості непередбачених зупинок технологічного процесу.

Список літератури

1. Обеспечение надёжности асинхронных двигателей / **П.И. Захарченко, И.Г. Ширшин, Б.Д.Ванеев, В.М. Гостищев** – Донецк: УкрНИИВЭ,1998.–324с.

2. Пат. на винахід №105420 Україна, МПК (2014.01) H02H7/08 (2006.01), G01R31/00, H02H7/00. Спосіб захисту асинхронного електродвигуна від виткових замикань / **В.І. Чернишев**; заявн. Держ. вищ. закл.«Донецький національний технічний університет».–№a201211385; заявл. 02.10.2012; опубл. 12.05.2014, Бюл. № 9. – 8с.

УДК 621.785.92: 533.9: 621.9

В.Я. ОСІННІЙ, наук. співробітник., Н.В. ОСІННЯ, мол. наук. співробітник,
Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України,
О.В. ХОЛЯВІК, канд. техн. наук, доц.
Національний технічний університет України “КПІ ім. І. Сікорського”

ТЕРМОДИНАМІЧНІ НАВАНТАЖЕННЯ ТА ПЛАСТИЧНІ ДЕФОРМАЦІЇ В ЗОНІ РІЗАННЯ ПРИ ОБРОБЦІ КОНУСІВ ДРОБАРОК

При виготовленні конусних дробарок широке застосування отримала обробка різанням з плазмовим нагрівом (плазмово-механічна обробка – ПМО). У якості джерела тепла використовуються плазмотрони прямої дії. Анодом являється заготовка, катодом сам плазмотрон. Локальний нагрів здійснюється повітряно-плазмовою дугою. На поверхні заготовок із сталі 110Г13Л, що піддається плазмово-механічній обробці, велика вірогідність утворення тріщин. При чорновій обробці конусів відстань між анодом і плазмотроном змінюється. Жорстка прив’язка дуги прямої дії забезпечує не тільки нагрівання шару, що відрізається, але і перегрів основного матеріалу заготовки у центрі дугової плями. Перепал та зміна структури і властивостей оброблюваних матеріалів відмічені авторами роботи [1].

В результаті проведення експериментів [2-4] встановлено, що найбільший вплив на потік енергії в анод має електричний струм дуги. Із збільшенням струму потік енергії в анод зростає швидше, ніж по лінійному закону. У роботі [3] авторами показано, що накладання на плазмову дугу поперечного змінного магнітного поля призводить до відхилення руху дуги і дозволяє більш рівномірно нагрівати зону передруйнування порід різцем, а кут відхилення плазмової дуги визначається параметрами режиму роботи плазмотрона і керуючої магнітної системи. Просторова орієнтація площини, у якій спостерігається відхилення дуги, залежить від спрямування магнітного потоку і закрутки плазмоутворюючого газу.

Результати досліджень, отримані за допомогою секційного датчика, що обертається, конструкція якого описана в роботі [2], дозволили визначити температуру і швидкість повітряної плазми при ПМО, а також дані сумарного теплового потоку в зоні різання та виконати оцінку різноманітних механізмів передачі енергії від плазмової дуги до аноду. Величина питомого енерговкладу в шар, що відрізається, дорівнює 350 кДж/кг. Це відповідає середньомасовій температурі шару 550 °С.

Контактна взаємодія інструментального та оброблюваного матеріалу у процесі різання супроводжується комплексом силових, теплових, хімічних та інших явищ. У поверхневих шарах оброблюваних заготовок відбуваються процеси зміцнення-знеміцнення, структурно-фазові перетворення, що набувають особливого значення для забезпечення довговічності та працездатності конусів дробарної чаші, що працюють в умовах важкого контактного навантаження [5].

На підставі проведених експериментів було встановлено, що плазмотрони прямої дії не забезпечують вимог рівномірного термічного нагріву в зоні різання і повинні бути замінені на плазмотрони побічної дії.

Список літератури

1. **Дзюба В.П.** Применение плазмотронов косвенного действия для плазменно-механической обработки материалов / **В.П. Дзюба, К.А. Корсунов, В.С. Гаврыш** // Эффективность реализации научного, ресурсного и промышленного потенциала в современных условиях. – К.: УНЦ «Наука, техника, технологии», 2005. – С. 52-54.

2. **Bulat A.** Control of the Heat Flux Distribution at the Anode of Transferred Are Argon Stabilized and Flowing in Air / **A. Bulat, P. Bulaniy, V. Osenniy** // Progress in Plasma Processing of Materials 2003. – New York, 2003. - P. 211-218.

3. **Булат А.Ф.** Экспериментальное исследование участка дуги вблизи анода в поперечном переменном магнитном поле / **А.Ф.Булат, В.Я.Осенний, П.Ф.Буланый** // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. трудов – Днепропетровск, 2007. – Вып. 68. – С. 15-23.

4. **Буланый П.Ф.** Исследование радиального распределения плотности теплового потока плазмы на аноде / **П.Ф. Буланый, Н.В. Осенняя** // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках: Матер. XVII Межд. науч. школы. – Симферополь, 2007. – С. 38-41.

5. **Шамарін Ю.Є., Тітов В.А., Холявік О.В., Борис Р.С.** / Високошвидкісні методи обробки металів тиском // Теорія та практика обробки металів тиском. Монографія / Під ред. **Богуслаєва В.О., Бобиря М.І., Тітова В.А., Качана О.Я**. – Запоріжжя, вид. АТ «Мотор Січ», 2016 – С. 448-489.

УДК 531: 621.8.02.031.3

А. В. АНЦИФЕРОВ, канд. техн. наук, доц., Н. А. КУРЛЯНДСКИЙ, студент
ГВУЗ «Национальный горный университет», Украина

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ВИБРАЦИОННОЙ МЕЛЬНИЦЫ

Вертикальная вибрационная мельница (МВВ) в отличие от горизонтальной имеет цилиндрическую помольную камеру, ориентированную в вертикальной плоскости и совершающей колебания вдоль своей оси. В результате этой особенности имеется возможность реализации при измельчении материала виброударного режима работы. На этом режиме эффективно измельчаются хрупкие материалы и при этом, как показали исследования, происходит механоактивация порошков, позволяющая придать им необходимые свойства.

К основным режимным параметрам МВВ относятся амплитуда колебаний a, частота ω и зазор между шарами и крышкой камеры Δ. Разработке методики определения соотношений между этими параметрами и посвящена данная работа.

В простейшей расчетной схеме технологическая загрузка (помольные тела) считается единичной массой. Движение массы внутри камеры рассчитывается с позиции виброударных систем [1]. Наличие измельчаемого материала не учитываем. Для мельниц с жестким эксцентриковым приводом закон движения камеры в процессе удара с загрузкой не меняется. Поэтому задаемся гармоническим законом колебаний камеры и коэффициентами восстановления скорости при ударном взаимодействии загрузки с крышкой и днищем камеры. Время удара считаем равным нулю. Расчеты показали, что при определенном соотношении режимных параметров можно получить максимальное значения скорости встречи загрузки и днища камеры, что соответствует наиболее эффективному режиму измельчения.

Уточнение этой задачи состоит в учете измельчаемого порошка у днища. В этом случае удар загрузки о крышку камеры считаем упругим, а между загрузкой и днищем помещаем упругий элемент, моделирующий наличие порошкового слоя в нижней части камеры. Для решения задачи в данной постановке необходимо определить время ударного взаимодействия, т.е. использовать соотношения теории удара [2]. Уточнение решения получаем до 5 %.

Эксперименты показали, что виброударный режим реализуется при использовании шаров относительно большого диаметра, когда в камере их размещается 2-3 слоя. Дальнейшее усложнение задачи состоит в представлении шаровой загрузки в виде двух масс. Рассматривается ударная система, состоящую из трех абсолютно жестких масс, разделенных двумя упругими промежуточными элементами. Дифференциальные уравнения движения соударяющихся тел составляем с использованием теории последовательной передачи удара Массы считаем несжимаемыми, а промежуточные элементы линейно упругими. Задаемся начальными условиями для координат и скоростей, соударяющихся тел. В результате решения составленных уравнений получаем выражения для определения времен соударения между массами и массой и камерой. Далее рассматриваем два этапа движения элементов: вверх и упругий удар о крышку и движение вниз с ударом о днище с учетом времени взаимодействия элементов. На первом этапе расчета задаемся коэффициентом восстановления скорости R при ударе технологической загрузки о крышку.

Использование теории последовательной передачи удара дает уточнение в определении скорости удара до 10 %. При этом остается экстремум величины скорости удара элементов о днище, хотя и слабовыраженный [3].

Список литературы

1. **Кобринский А.Е.** Виброударные системы / **Кобринский А.Е., Кобринский А.А.** // М.: Наука. 1973. – 591 с.

2. **Александров Е.В.** Прикладная теория и расчеты ударных систем / **Александров Е.В., Соколинский В.Б.** // М.: «Наука», 1969. – 197 с.

3. **Анциферов А.В.** Уточненный расчет виброударного режима работы вертикальной вибрационной мельницы / **Анциферов А.В.** // Вісник Національного технічного університету «ХПІ». Зб. наук. праць. – Харків: НТУ «ХПІ». – 2013. – Вип. 64 (1037). – С. 182-187.

УДК 621.311.24:316.14

Т.В. АЛТУХОВА, асистент, В.Д. МАЦЕГОРА, студент
Красноармійський індустріальний інститут
«Донецький національний технічний університет», Україна

ЗАСТОСУВАННЯ НЕТРАДИЦІЙНИХ ДЖЕРЕЛ ЕНЕРГІЇ ДЛЯ ЖИВЛЕННЯ ВУГЛЕДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ЗА РАХУНОК УТИЛІЗАЦІЇ МЕТАНУ

Самозабезпечення вугільних шахт тепловою і електричною енергіями на базі місцевих дешевих теплоносіїв, високозольного вугілля та шахтного метану є найбільш актуальним питанням, що дозволить істотно підвищити рентабельність вугледобувних підприємств.

Найбільш прогресивним вирішенням даного питання є застосування когенераційних установок, що одночасно виробляють як теплову, так і електричну енергії за рахунок послідовного використання термодинамічного потенціалу робочого тіла.

Дана установка складається з силового агрегату, наприклад, газової турбіни, електричного генератора, теплообмінника і системи управління.

У газотурбінних установках основна кількість теплової енергії відбирається із системи вихлопу. У газопоршневих електростанціях відбір теплової енергії відбувається від масляного радіатора, а так само і від системи охолодження двигуна. Відбір теплової енергії в газотурбінних установках (ГТУ) здійснено технічно простіше, так як вихлопні гази мають більш високу температуру.

При використанні когенерації на 1 МВт електричної потужності споживач отримує від 1 до 2 МВт теплової потужності у вигляді пари і гарячої води для промислових потреб, опалення та водопостачання.

В Україні існують дві шахти, які використовують технології когенерації, одна з яких ПАТ «Шахтоуправління «Покровське», що знаходиться на території Покровського району Донецької області. Завдяки реалізації даного проекту вугледобувне підприємство переробляє понад 53,1 млн $м^3$ метану на рік в тепло та електроенергію для забезпечення поверхневого комплексу.

Зараз в експлуатацію на головному проммайданчику шахти введена КГЕС в складі шести установок Jenbacher JMS-620 (загальна електрична потужність - 18,2 МВт, теплова потужність - 18 МВт) і факельної установки Hofgas. Дане обладнання дасть 54,3% споживаної шахтоуправлінням електроенергії, а головний проммайданчик буде отримувати 77% необхідного тепла. Власна електрична енергія обійдеться в сім разів дешевше, ніж за державними тарифами, а теплова буде в десять разів дешевше комунальної.

Видобуток з родовища шахти і утилізація газу метану на когенераційних установках, перш за все, дозволяє убезпечити працю шахтарів, а також виробляти власну електричну і теплову енергію; значно зменшувати обсяг парникового газу - метану, який раніше просто викидався в атмосферу. Важливо, що когенераційна станція в значній мірі знижує і навантаження на природне середовище шахтарського краю. Адже, за даними екологів, вуглевидобувні підприємства є одними з найбільш значних забруднювачів повітря, причому велика частка зараження належить шахтному метану, що безконтрольно викидається в атмосферу. Тепер цей газ не тільки не забруднює повітря, але і дозволяє виробляти екологічно чисту «зелену» електричну і теплову енергію, яка потребує спалювання вугілля і супутніх викидів вуглекислого газу. Програми дозволяють не тільки поліпшити екологічну ситуацію в Донецькій області, а й додатково отримати доходи від реалізації одиниць скорочення викидів (ОСВ), від продажу електроенергії за «зеленим тарифом», скоротити витрати на теплову енергію, вироблену в котельні шахти з привізного вугілля. Варто зауважити, що незважаючи на переваги когенераційних установок у них також є недоліки. Єдиним і, мабуть, досить незначним недоліком когенераційної установки є обмеження потужності: як правило, для окремої машини воно становить 3 МВт. Дана проблема досить просто вирішується за допомогою установки двох або кількох додаткових когенераторів, які дозволяють забезпечити надійну роботу системи без перебоїв. При цьому пропадає залежність установок від нерівномірного добового споживання тепла і електроенергії: в даному випадку навантаження буде розподілятися між установками рівномірно.

УДК 622.684

В.С. ГІРІН, д-р техн. наук, проф., І.В. ГІРІН., ст. викладач,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРСПЕКТИВИ ЗАСТОСУВАННЯ БИОТПОЛИВА ДЛЯ КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ В УКРАЇНІ

У всьому світі гостро стоїть питання, пов'язане із загазованістю повітря у кар'єрах. Значну негативну долю у цьому питанні завдають кар'єрні автосамоскиди, вантажність яких постійно зростає, та як наслідок, зростає і кількість шкідливих викидів від них у кар'єрний простір. Частково вирішити цю проблему можливо за рахунок застосування біодизелів при веденні відкритих гірничих робіт.

Біодизель має ряд переваг порівняно зі звичайним. Навіть невелика його кількість означає більш чисту емісію та кращу машинну змазку.

Наприклад, 1 % біодизеля покращує змазку на 65 % (краща змазка - менше зношування). Також біодизель згорає на 75 % краще, ніж звичайне пальне. Крім того, використання пального із рослинної сировини є одним з елементів боротьби з глобальним потеплінням.

Спеціалісти підрахували, якщо біопаливо замінить 20 % споживаних нафтопродуктів, то через декілька років у багатьох країнах не залишиться продуктів харчування. Адже для того, щоб отримати 50 л біопалива, необхідно витратити 352 кг кукурудзи.

Перспективним замінником кукурудзи є рапс, на основі якого отримують біологічне дизельне пальне, отримане за певної технології. Випробування показали, що найбільш ефективним у використанні є рапсово-етиловий ефір (РМЕ).

Суттєвий недолік РМЕ - його дорожнеча. У Європі вартість РМЕ перевищує вартість звичайного дизельного пального на 10-20%. Не дивлячись на це, даний вид пального з кожним роком використовується все більше і значну роль у цьому відіграє політика європейських країн, де виробництво біопалива дотується державами. Крім того, в окремих галузях промисловості Європи використання звичайного дизельного пального заборонено.

У західних країнах для збереження довкілля рапсове масло, крім використання для виробництва біопалива, застосовується при виробництві мастильних матеріалів, особливо для гідравлічних систем.

Ураховуючи хіміко-фізичні властивості рапсового масла, воно часто використовується для виробництва присадок для мастил, оскільки у розвинених країнах застосування мастильних матеріалів на базі нафтопродуктів у багатьох галузях обмежене.

Країни Європейського союзу взяли зобов'язання збільшувати виробництво та використання біодизельного палива, до 2020 р. планують ним заправляти не менше 20 % транспорту. Україна, у свою чергу, може стати країною, що виробляє та використовує екологічно чисте біологічне пальне (РМЕ).

Спеціалісти вважають, що для того щоб повністю забезпечити свої потреби у пальному в Україні, необхідно засівати рапсом біля 5,5 млн. га, що приведе до зменшення посівів цукрового буряку.

У виробництві біодизель коштує дорожче звичайного, тому в розвинених країнах широко застосовуються різні пільги для стимулювання виробництва біопалива. В Україні виробництво біопалива стане економічно вигідним за високої урожайності рапсу, раціональному використанні усіх продуктів переробки (масло, шрот, гліцерин), а також при законодавчий та частковій фінансовій підтримці держави.

Ще у 2005 р. було заплановано будівництво двох потужних біодизельних заводів у Житомирській та Сумській області.

Ці проекти не фінансуються та зараз немає потужного спеціалізованого підприємства, а дрібні аграрії випускають продукцію тільки для власних потреб.

Зрозуміло, що без допомоги держави біопаливо в країні не приживеться й паливна незалежність не прийде.

За останні роки у світі почала відбуватись енергетична революція. У найбільш передових країнах вона проводиться на законодавчому рівні.

УДК 622.684-047.58

В.И. ПАХОМОВ, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЖИМОВ ДВИЖЕНИЯ АВТОСАМОСВАЛОВ ПРИРАЗРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

Установлено, что производительность карьерных автосамосвалов на 54% зависит от их тягово-скоростных свойств, которые определяют скоростной режим движения по карьерным автодорогам.

В проведенных многочисленных исследованиях до сих пор не учитывались для условий движения в глубоких карьерах взаимосвязь характеристик всех участков продольного профиля, последовательно проходимых автосамосвалом. Это имеет особо значение на нижних горизонтах карьера, где условия развития горных работ определяют характер продольного профиля. С увеличением глубины карьера продольный профиль по технологическим условиям разработки становится выпуклым.

В этой связи актуальной является задача моделирования режимов движения карьерных автосамосвалов, которая позволит: оптимизировать характеристики продольного профиля карьерных автодорог с учетом технологических и транспортных факторов; повысить топливную экономичность и производительность автосамосвалов.

Методологический подход к построению модели для моделирования тягово-скоростных свойств карьерных автосамосвалов заключается в имитации дорожных условий карьерных автомобильных дорог и тяговых характеристик электромеханической трансмиссии с учетов влияния силы инерции движущейся машины.

Динамику движения карьерного автосамосвала с электромеханической трансмиссией целесообразно моделировать, используя известное дифференциальное уравнение скорости движения автомобиля от длины маршрута. Для его решения определяют динамическую характеристику для груженого автосамосвала с электромеханической трансмиссией, которая имеет вид гиперболы.

Также определяют зависимость коэффициента суммарного дорожного сопротивления от длины маршрута, которая зависит в основном от геометрических элементов продольного профиля карьерных дорог и которые отличаются друг от друга величиной, чередованием и протяженностью уклонов.

Тогда эту интерполирующую функцию можно представить полиномом Ньютона.

Также для карьерных автосамосвалов семейства БЕЛАЗ с электромеханической трансмиссией была экспериментально установлена зависимость коэффициента учета инерции вращающихся масс от скорости движения груженого автомобиля ($V_{мах}$=15 м/с).

Дифференциальное уравнение решалось численным методом Рунге-Кутта при постоянном шаге решения h=2 м и начальных условиях l_o=0, V_o=1,0 м/с.

Время и путь разгона автосамосвала определялись известными зависимостями.

Компьютерная программа для моделирования тягово-скоростных свойств позволяет определить скорость движения автосамосвала в любой точке автодороги, время прохождения всего маршрута, среднюю скорость движения груженого автосамосвала и пройденное расстояние.

В программе предусмотрена проверка протяженности каждого заданного участка и маршрута на каждом шаге решения дифференциального уравнения.

Исходной информацией для моделирования также являются данные, характеризующие конкретную модель автосамосвала (полный вес, мощность тяговых электродвигателей, передаточное число редукторов мотор-колес трансмиссии, частота вращения вала электродвигателей и радиус колеса).

В результате моделирования режимов движения автосамосвала грузоподъемностью 130 т установлено, что рациональным продольным профилем автодорог на глубоких горизонтах является вогнутый, который обеспечивает скорость движения груженых автосамосвалов на 3-9% выше, чем выпуклый и на 2-4 % выше, чем прямо наклонный.

Увеличение скорости движения автосамосвала на вогнутом продольном профиле способствует повышению часовой и сменной производительности автосамосвалов до 2,5-7 %.

УДК 629.114: 622.684

В. В. ПОТАПЕНКО, ст. преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ДИНАМИЧЕСКОЕ КОРРЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНИЧЕСКОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНЫХ САМОСВАЛОВ

Позиции открытого способа разработки полезных ископаемых укрепляются, удельный вес технологического автотранспорта, который является составляющей транспортно-технологического комплекса карьеров, увеличивается. На промышленных предприятиях Украины эксплуатируются две тысячи автосамосвалов производства холдинга «БЕЛАЗ-ХОЛДИНГ», в Кривбассе работают свыше 300 карьерных самосвалов БЕЛАЗ, из них больше половины – машины модели БЕЛАЗ-75131 грузоподъемностью 110-136 т.

Углубление выработок ухудшает горнотехнические условия, повышает эксплуатационные нагрузки, снижает надежность техники и эффективность транспортировки. Надежность системы технологического автотранспорта (СТА) карьера является основным показателем как для экономически эффективного управления функционированием карьерных самосвалов, так и для всего карьера в целом. Продолжительная и надежная работа автосамосвалов возможна при условии систематического и качественного проведения технического обслуживания и ремонта (ТОР), поэтому обоснование параметров функционирования технологического автотранспорта глубоких карьеров, которое позволит снизить затраты на техническую эксплуатацию самосвалов является актуальной научной задачей.

Целью настоящих исследований является повышение эффективности эксплуатации технологического автотранспорта глубоких карьеров путем применения обоснованных параметров технического обслуживания и ремонта.

Задача усовершенствования системы ТОР относится к планированию и разработке методов управления техническим обслуживанием и ремонтом подвижного состава, оптимизации по критерию минимизации приведенных затрат на услугу «транспортировка горной массы».

Объектом исследований являются процессы технической эксплуатации промышленного технологического автотранспорта глубоких карьеров, а предметом – взаимосвязь параметров технического обслуживания и ремонта и технико-экономических показателей технологического автотранспорта глубоких карьеров.

В результате исследований впервые разработана комплексная математическая модель функционирования карьерных самосвалов БЕЛАЗ, которая на основе действующей структуры ТОР объединяет модели ресурсных и технологических состояний, потоков событий, пространств воздействий, переходов.

Модель позволяет определять место и состояние машин в процессах работы и технической эксплуатации, определять вероятности их состояний в динамичных и установившихся режимах для различных уровней организации ТОР.

Синтезирована математическая модель управления системой технологического автотранспорта глубокого карьера на основе экономического критерия как экстремальной задачи с учетом ограничений, связанных с технологическими состояниями СТА.

Рассчитаны оптимальные управляющие воздействия в виде интенсивности плановых воздействий ТОР на карьерные самосвалы и интенсивностей переходов из состояний плановых технических обслуживаний, ремонтов и текущего ремонта машины в состояние работы.

Усовершенствована технико-экономическая модель оптимизации систем технологического автотранспорта глубоких карьеров за счет добавления третьего измерения в виде оси вероятностей безотказной работы, объединившая готовность машин, комплексный параметр ТОР и затраты, что позволило получить поверхность воздействия и траекторию оптимальной технической эксплуатации автосамосвалов и СТА в целом.

Получили дальнейшее развитие алгоритм и методика динамического корректирования системы технической эксплуатации автосамосвалов БЕЛАЗ за счет синтезированного управления, которое позволяет обоснованно настраивать параметры технического обслуживания и ремонта технологического автотранспорта глубоких карьеров, адаптируясь для конкретного предприятия по критерию минимума затрат на техническую эксплуатацию.

УДК 629.1

Н. Г. ПРИСТИНСКИЙ, старший преподаватель, С. Н. ПРИСТИНСКИЙ, ассистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ РЕСУРСА КРУПНОГАБАРИТНЫХ ШИН КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

В горнодобывающей промышленности ведущее место занимает открытый способ добычи полезных ископаемых, где широко используются карьерные автосамосвалы, в дальнейшем он сохранит свое лидерство.

Резервы снижения себестоимости добычи, повышения производительности работы большегрузных автосамосвалов заключаются в наиболее полной реализации ресурса пневматических шин, использовании современных методов прогнозирования.

Крупногабаритные шины карьерных автосамосвалов являются сложной и дорогостоящей продукцией.

Эксплуатационные затраты на шины составляют 25-30 % от суммы эксплуатационных затрат, поэтому увеличение пробега шин имеет важное значение для их сокращения.

Объектом исследований был выбран парк подвижного состава ГТЦ-1 ЧАО СевГОК состоящий из 36 автосамосвалов БЕЛАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т, который комплектуются пневматическими шинами модели XKD1 фирм Белшина и VRLS фирмы Bridgestone, размерности 3300R51.

В процессе исследования были собраны данные о пробеге шин на Первомайском карьере и определены значения потерь давления в шинах под воздействием горнотехнических условий.

Установлено что на шины действуют различные эксплуатационные факторы, оказывающее негативное влияние на их ресурс. В ходе исследования были определены основные параметры, оказывающие наибольшее влияние на снижение ресурса шин.

Результаты прогноза с незначительной погрешностью в 0,9 % подтверждают статистические данные, которые сложились при эксплуатации крупногабаритных шин предприятия, что указывает на значительный резерв совершенствования условий эксплуатации шин, с целью увеличения пробега до заводских значений.

Основной причиной, вызывающий повышенный износ шин карьерных автосамосвалов, приводящей к аварийному разрушению шины и повышенному расходу топлива является ненормативное давление воздуха в шине.

По поддержанию нормативного давления воздуха в шинах не существует разработанного утвержденного регламента.

Перерасход топлива вследствие ненормативного давления в шинах может достигать 10-12 % от базовой нормы.

Падение давления в шине происходит вследствие диффузионной проницаемости воздуха через материалы шины.

В процессе исследований собрана статистика по изменению величины внутреннего давления в шине карьерного автосамосвала.

С учетом эксплуатационных факторов, оказывающих влияние на интенсивность падения давления в шине, создана математическая модель, которая может быть использована для определения потери шиной давления исходя из конкретных условий горнотехнических условий работы. Согласовав это значение с нормой давления, и сравнив с нормой отклонения, планируется определение и расчет рациональной частоты контроля как для отдельных маршрутов или даже единиц подвижного состава, так и для всего парка автомобилей.

За счет поддержания перечисленных параметров в заданных пределах планируется разработка методики прогнозирования и управления ресурсом шин, а также определения рациональной периодичности проверки норм внутреннего давления в шинах автосамосвалов, что позволит снизить себестоимость перевозки горной массы за счет снижения затрат на шины.

УДК 629.353: 622.682

І.Б. СТЕПАНКІНА, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ МАТЕМАТИЧНИХ МОДЕЛЕЙ АВТОМОБІЛЬНО-КОНВЕЄРНОГО КОМПЛЕКСУ КАР'ЄРУ

Для інтенсифікації робочих процесів на рудних кар'єрах України застосовується циклічно-поточна технологія з використанням комбінованих транспортних схем. Найпрогресивнішою схемою транспортування є поєднання кар'єрного автотранспорту з конвеєрним. Кар'єрні самоскиди виступають в якості складального автотранспорту, а конвеєри транспортують гірничу масу на борт кар'єру.

Для ефективної взаємодії автомобільної та конвеєрної складових найважливішими є відповідність технічних параметрів і узгодженість продуктивності та тривалості роботи. Аналіз досліджень за цим напрямком показав, що питанню оптимізації параметрів надійності взаємодії складових транспортної системи не приділено достатньої уваги. Таким чином підвищення ефективності взаємодії автомобільної і конвеєрної складових транспортно-технологічного комплексу кар'єру шляхом забезпечення необхідної надійності та рівномірності роботи є актуальним науковим завданням.

Для вирішення завдання проведене математичне моделювання автомобільно-конвеєрного комплексу кар'єру (АКК) як системи масового обслуговування з відмовами. Виділено дві підсистеми: технологічного автотранспорту і конвеєрного транспорту з приєднаними дробильно-перевантажувальними пунктами. Перша реалізує транспортну задачу шляхом доставки заданого об'єму гірничої маси із забоїв на дробильно-перевантажувальний пункт. Призначення другої підсистеми полягає в тому, щоб гірничу масу довести до необхідної грудкуватості та після дробарки вивантажити на стрічковий конвеєр, який транспортує її до накопичувального бункера дробильно-збагачувальної фабрики.

В автомобільно-конвеєрному комплексі каналами обслуговування є дробильно-перевантажувальні установки (ДПУ) на вході конвеєрної підсистеми. Потік заявок, які поступають у випадкові моменти часу, формує послідовність кар'єрних самоскидів, які доставляють гірничу масу до ДПУ. Під обслуговуванням заявки мається на увазі можливість вивантаження гірничої маси в приймальний бункер дробарки.

При моделюванні АКК розглянуто як одноканальну та як двоканальну систему масового обслуговування з відмовами. Математична модель функціонування комплексу в першому випадку представлена системою диференціальних рівнянь Колмогорова, а в другому - системою диференціальних рівнянь Ерланга. Розв'язання систем рівнянь визначили граничні ймовірності знаходження АКК у станах, коли можливе пряме розвантаження самоскидів, та коли приймальні канали зайняті. При введенні позначень зведених інтенсивностей вивантаження самоскидами гірничої маси та середнього числа самоскидів, які прибули на розвантаження, залежності граничних ймовірностей набули безрозмірного вигляду, що дало змогу визначити основні характеристики ефективності функціонування комплексу: відносну та абсолютну пропускні здатності, ймовірність відмови кар'єрному самоскиду в розвантаженні гірничої маси, середнє число зайнятих дробильно-перевантажувальних установок.

На основі результатів математичного моделювання виконана оптимізація параметрів функціонування автомобільно-конвеєрного комплексу.

В якості критерію оптимізації моделі одноканальної системи масового обслуговування обрано функціонал, що характеризує економічні витрати, пов'язані з особливостями роботи комплексу; для моделі двоканальної системи – функціонал, який оцінює економічні витрати, пов'язані як з переробкою доставленої самоскидами гірничої маси, так і з відмовою у вивантаженні через зайнятість ДПУ.

Завдання оптимізації функціонування АКК сформульовано як мінімізація економічних витрат. У результаті отримані залежності, які дозволяють обчислити оптимальні: пропускну здатність, ймовірність відмови автомобільно-конвеєрного комплексу і величину інтенсивності переробки гірничої маси в ДПУ.

Для перевірки адекватності математичних моделей автомобільно-конвеєрного комплексу кар'єру планується провести імітаційне моделювання взаємодії його складових.

УДК 622.6

С.Н. ЗИНОВЬЕВ, канд. техн. наук, доц., В.М. ГОНЧАРОВА, ассистент,
Е.А. СОБОЛЬ, магистрант, Красноармейский индустриальный институт ГВУЗ ДонНТУ, Украина

ПУТИ УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДА ГОРНО-ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Применения асинхронного двигателя с фазным ротором в шахтах ограничено. Наиболее простой электрической машиной, которая применяется в системе электропривода горных машин является асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором.

Он компактен, имеет малую массу на единицу мощности, относительно невысокую стоимость и простой в обслуживании за счет более простой конструкции по сравнению с двигателем постоянного тока. Однако асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором имеют довольно жесткую естественную характеристику, которая не позволяет при обычной схеме включения регулировать скорость вращения ротора.

Современное развитие полупроводниковой техники позволяет создавать компактные системы управления небольшой массы, что дает возможность изготавливать оборудование разного уровня взрывобезопасности. Функциональная схема такого оборудования представлена на рис. 1.

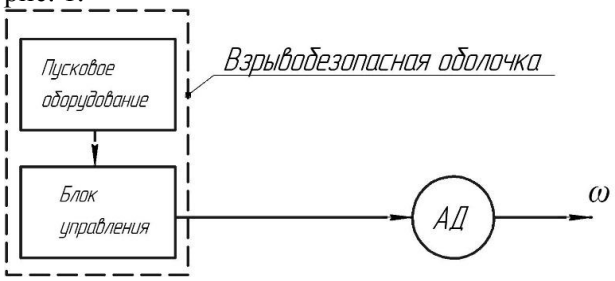


Рис. 1. Функциональная схема

Блок управления предназначен для формирования частоты вращения от момента сопротивления в зависимости напряжения от частоты.

Первая из указанных зависимостей обеспечивает режим работы двигателя с постоянной мощностью, вторая – изменение напряжения в функции частоты, необходимой для асинхронного двигателя в таком режиме. [1]

Блок управления асинхронным двигателем с короткозамкнутым ротором для шахтного оборудования будет иметь невысокую стоимость и его преимуществом является то, что он может применяться не только в новом, разрабатываемом оборудовании, но и при модернизации уже имеющегося и находящегося в эксплуатации.

Указанные блоки управления могут быть размещены в корпусе пускового оборудования асинхронного двигателя шахтного оборудования.

Проведенные исследования в среде имитационного моделирования Mat Lab/Simulink на разработанных схемах управления [1] позволили получить рабочие статические переходные характеристики для асинхронного двигателя шахтных электровозов, подобных механическим характеристикам двигателя постоянного тока с последовательным возбуждением и контактно-резисторной системой управления.

Применение упрощенных систем управления позволит обеспечить плавный пуск двигателя скребковых и ленточных конвейеров, лебедок и другого шахтного оборудования, где необходимо производить пуск двигателя под нагрузкой, а подобная система управления позволит применить асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором для малых подземных подъемных машин.

Дальнейшее исследование направлено на совершенствование системы управления приводом с целью уменьшения колебательных явлений, которые присущи механическим характеристикам асинхронных двигателей.

Список литературы

1. **Гончарова В.М, Чашко М.В., Зінов'єв С.М.** - Моделювання асинхронного електроприводу рудникового електровозу Наукові праці ДонНТУ. Серія: «Електротехніка і енергетика» №1(17) 2015 С.127-133 (фах. вид.).

УДК 622.684-047.58

М.В. ЧАШКО, С.Н. ЗИНОВЬЕВ, кандидаты техн. наук, доц., В.М. ГОНЧАРОВА, ассистент
Красноармейский индустриальный институт ГВУЗ ДонНТУ, Украина

РАБОТА ЭЛЕКТРОПРИВОДА ОТ ИМПУЛЬСНОГО ИСТОЧНИКА ЭНЕРГИИ

Существующие исследования в области электропривода посвящены, главным образом, его работе при питании от аналогового источника энергии - постоянного или переменного тока. Разрабатываемая в мировой электроэнергетике концепция Smart Grid предполагает, что поток энергии аппаратно управляем для минимизации потерь в линиях передачи.

Цель работы - установить особенности характеристик электропривода при питании от импульсного источника энергии.

Следует ожидать, что при таком режиме питания характеристики привода будут отличаться от штатных характеристик, имеющих место при непрерывном подводе энергии.

Из закона сохранения энергии следует

$$\frac{C}{2}(U_1^2 - U_2^2) = P_1 T \quad . \tag{1}$$

Здесь обозначены: U_1,U_2 - наибольшее и наименьшее значения напряжения на конденсаторе при разряде его на привод, В; P_1 - мощность на входе электропривода, Вт; T - период повторения импульсов тока, с.

Левая часть уравнения (1) раскладывается на множители: $(U_1 + U_2/2) = U$ и $C(U_1 - U_2) = C\Delta U_C$, где U - среднее напряжение на приводе, равное напряжению источника энергии, В; $C\Delta U_C$ - количество зарядов, перешедших из емкости в цепь привода за период импульсов, Ас. Разность напряжений на конденсаторе зависит от тока, потребляемого приводом: $\Delta U_c = (IT/C)$. Ее максимально возможное значение $\Delta U_{C\max} \approx 2U$, соответственно, максимальная мощность, которую может обеспечить импульсная передача

$$P_{\max} = 2\left(CU^2/T\right). \tag{2}$$

Пока мощность, потребляемая приводом, меньше максимально возможной ($P \leq P_{max}$), она растет приблизительно пропорционально моменту на выходе привода ($P_1 \equiv M$) [1].

Если нагрузка на привод такова, что привод потребляет максимально возможную по условиям электропередачи мощность ($P_1 = P_{\max} = \text{const}$), выходная мощность привода также постоянна. Мощность, при которой происходит смена режимов работы привода, определится уравнением (2).

Частота вращения несколько снижается при увеличении момента – из-за потерь мощности в приводе - пока момент достигнет значения, при котором привод потребляет максимальную мощность, которую может передать линия. При дальнейшем увеличении момента мощность выходная привода постоянна, так что частота вращения становится обратно пропорциональной моменту.

Момент вращения, при котором изменяется режим работы привода, не зависит от параметров привода, а только от параметров электропередачи - напряжения и длительности периода импульсов - от напряжения и волнового сопротивления линии.

Указанная особенность придает приводу следующие свойства. При мощности нагрузки меньшей максимальной для передачи механические характеристики жесткие, такие же, как при питании от источника неограниченной мощности.

При мощности нагрузки большей максимальной для линии механические характеристики мягкие, подобные характеристикам двигателя последовательного возбуждения. Перегрузочная способность ограничена, причем ограничение обусловлено параметрами не двигателя, а линии передачи.

В зависимости от нагрузки привод ведет себя как машина постоянного тока параллельного или последовательного возбуждения. Указанные особенности привода могут быть востребованы для тяжелых условий работы, которые характерны для горного оборудования.

УДК 622.673.1

В.И. ВАСИЛЬКЕВИЧ, научный сотрудник,
ПАО «НИИ горной механики им. М.М. Федорова», Киевский филиал, Украина)

ПРОБЛЕМА ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕЛЬНОКАТАННЫХ ПРОВОДНИКОВ ИЗ УСЛОВИЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЕКТНОЙ СКОРОСТИ ПОДЪЕМА

Шахтные стволы с жесткой армировкой применяют в качестве коробчатых проводников сварную конструкцию, изготовленную, как правило, из двух уголков. Главный недостаток такого исполнения - сварной шов, который является конденсатором напряжений, что в процессе эксплуатации приводит к появлению в нем трещин, а в дальнейшем и к раскрытию сварного шва.

В последнее время на многих предприятиях рассматривается вопрос установки цельнокатаных проводников. Однако их применение не всегда возможно из-за наличия закруглений на углах поперечного сечения, что непосредственно влияет на кинематику взаимодействия системы «сосуд-армировка».

Кинематическое взаимодействие подъемного сосуда с армировкой ствола при двухстороннем расположении проводников всех типов относительно сосуда требует одновременного выполнения двух условий, которые определяют допустимый износ лобовых поверхностей направляющей сосуда и проводников [1].

Первое условие направлено на обеспечение гарантированного зазора между направляющими сосуда и расстрелами (элементами крепления проводника). *Второе* - на обеспечение гарантированного перекрытия боковых поверхностей проводника контактирующими с ними поверхностями направляющих скольжения.

Радиус закругления проводника не влияет на обеспечение гарантированного зазора между направляющими скольжения сосуда и расстрелами. Однако он непосредственно влияет на условие гарантированного перекрытия, которое учитывает суммарный износ контактирующих лобовых поверхностей, глубину зева предохранительных башмаков скольжения, суммарный зазор в паре «башмак-проводник», износ башмака (вкладыша башмака), максимальное уширение колеи, допустимый прогиб проводника в лобовом направлении под действием горизонтальной динамической нагрузки в точке контакта его с башмаком.

Все указанные выше параметры оговорены ПБ и нельзя их изменить, за исключением глубины зева башмака и динамического прогиба проводника. Однако увеличение зева может привести к контактированию башмака и расстрела, на избежание чего направлено первое условие. Поэтому единственным параметром, на который возможно повлиять - реальный динамический прогиб проводника. Современные средства производства позволяют изготовить проводники с радиусом закругления равным трехкратной величине толщины стенки проводника, т.е при толщине проводника 12 мм радиус закругления будет равен 36 мм, при толщине 14 мм - 42 мм и т.п. При любой толщине стенки проводника максимально допустимый лобовой износ контактирующих поверхностей будет меньше, чем радиус закругления проводника, поэтому значением износа при расчетах можно пренебречь. При этом допустимый прогиб проводника 0,045 м следует уменьшить на значение радиуса закругления, тогда допустимая скорость движения сосудов окажется значительно ниже, чем при традиционных проводниках с острыми ребрами и в зависимости от остальных параметров системы может оказаться не удовлетворяющей проектным характеристикам подъема. Расчетным путем [2] было определено, что для обеспечения безопасной работы подъема на скорости в приделах 8,0-1,0 м/с радиус закругления проводников не должен превышать 30-35 мм в зависимости от толщины стенки проводника, т.к. с увеличением толщины стенки проводника уменьшается реальный динамический прогиб проводника.

Список литература

1. **Ильин С.Р., Соломенцев К.А., Василькевич В.И.** Анализ влияния формы сечения коробчатых проводников жесткой армировки шахтных стволов на допустимую скорость движения подъемных сосудов // ИГТМ НАН Украины. Геотехническая механика. Межвед. Сб-к. науч. тр. Вып. 120, Днепропетровск, 2015 -С. 265-275.

2. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт. ВНИИГМ им. М.М. Федорова. Донецк,1994.

УДК 622.673.1

К. С. ЗАБОЛОТНЫЙ, д-р техн. наук, профессор, А. Л. ЖУПИЕВ, старший преподаватель,
А. В. МОЛОДЧЕНКО, аспирант, ГВУЗ «Национальный горный университет, Украина»

ВЛИЯНИЕ ЖЕСТКОСТИ ТОРМОЗНОЙ БАЛКИ И НАКЛАДКИ НА ХАРАКТЕРИСТИКИ КОЛОДОЧНОГО ТОРМОЗА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

Основным средством защиты шахтной подъемной машины от аварии является её тормозная система.

В основе существующих методик расчета тормозных устройств колодочного типа лежит гипотеза о том, что тормозной обод и тормозная балка принимаются абсолютно жесткими, в связи с чем закон распределения давления вдоль тормозного обода принимает вид синусоиды [1].

Но, как показывают экспериментальные данные, действительный закон распределения давления имеет иной характер.

Для выявления особенности этого распределения была создана упрощенная модель в виде бесконечно жесткого тормозного обода наружным диаметром D и тормозной колодки, состоящей из балки постоянной жесткости EI и тормозной накладки толщиной h, шириной B из материала, с модулем упругости $E_н$.

Анализ полученного аналитического решения показал, что характер распределения зависит от коэффициента жесткости

$$\lambda = \frac{E_н B D^4}{16 E I h}.$$

Результаты приведены на рис. 1.

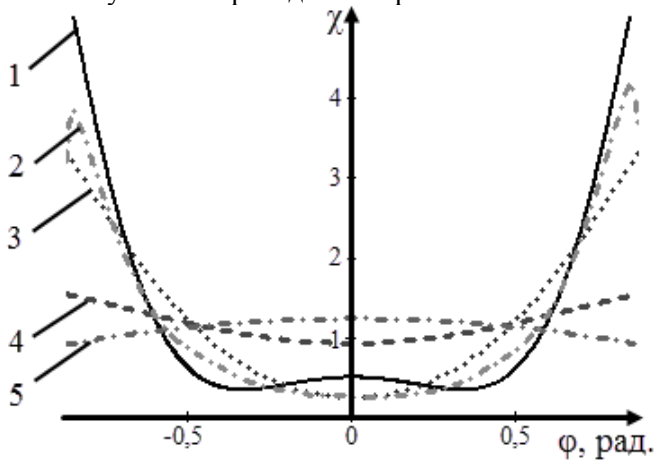


Рис. 1. Зависимость распределения безразмерных контактных давлений по длине накладки от коэффициента жесткости λ: *1* - 0,1λ_C; *2* - вычислительный эксперимент; *3* - λ_C; *4* - 10λ_C; *5* - 100 λ_c, где φ – положение координаты относительно центра балки

Для проверки достоверности полученных результатов был проведен вычислительный эксперимент (кривая 2) для тормозной балки машины ЦР-5×3,2/0,85 для которой среднее значение $\lambda_c = 781$.

Погрешность аналитического решения не превышает 10 %.

Выводы. Принимаемый синусоидальный закон распределения контактного давления соответствует бесконечно большому коэффициенту жесткости.

При уменьшении жесткости максимальные давления локализуются по краям накладок. Данный аналитический вывод был подтвержден вычислительным экспериментом (погрешность 10%).

Список литературы

1. **Карпышев Н. С.** Тормозные устройства шахтных подъемных машин. / **Н. С. Карпышев** // М.: Изд-во «Недра», 1968. – 248 с.

УДК 622.23.05

Е.К. БАБЕЦ, канд.техн.наук, проф., Б.И.РЫБАЛКО, канд. техн . наук, доц.,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
С.В.ЩЕРБИНА, канд. ф-м. наук, Институт геофизики НАН Украины

ОСОБЕННОСТИ МОНИТОРИНГА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД КРИВБАССА ПО МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ

Всесторонние исследования свойств микросейсмической активности нарушенных массивов горных пород Кривбасса показали невозможность простого тиражирования даже отлично зарекомендовавших себя в режиме промышленной эксплуатации ГИС на других месторождениях. Анализировалась возможность использования аналогов подобных системи мониторинга, как например, на золото - и алмазодобывающих шахтах ЮАР, угольных и медных шахтах Польши, медных шахтах Казахстана, дальневосточных бокситовых шахтах России и др. Неэффективность объясняется рядом отличительных факторов, присущих как самим месторождениям, так и применяемым на них системам разработки:

характеристиками принятых в качестве значимых геомеханических явлений;

скоростью распространения сейсмических волн (определяется модулем упругости Юнга, модулем сдвига и плотностью среды);

частотами продольных и поперечных волн (определяются крепостью, плотностью, напряжением, влажностью, температурой);

затуханием (в большой мере определяется пористостью и разрыхлением среды);

характером распространения волн (наличие плоскостей преломления, отражения, слоистости).

В качестве подтверждения вышеуказанного приводятся спектры подлежащих контролю частот. Выполненные авторами измерения частотных характеристик сигналов значимых сейсмических явлений с глубоких горизонтов шахты Артем-1, Кривой Рог определили информативный диапазон 70-150Гц (близко, на расстоянии 20-40м, возникающих микротрещин до 700Гц). Массовые взрывы расположенных в 10-30км карьеров регистрируются на частотах 10-15Гц. Измерения с гор.-1135м, м.о.78 ш. им. Фрунзе, Кривой Рог показали информативные частоты в диапазоне 120-200Гц. Измерения с гор.-1060м, м.о.66 ш. им. Фрунзе показали информативные частоты в диапазоне 170-300Гц. Это показывает, настолько отличия среды определяют и требования к аппаратной части ГИС. Поэтому, сложилось убежденное мнение в необходимости проведения для каждого месторождения и даже для каждой шахты уточняющих исследований и адаптации требований, как к аппаратной части, так и к методическому обеспечению.

Аналогичные проблемы и с известным программным обеспечением. Так широко используемая при контроле землетрясений в качестве рабочего места сейсмолога, как на отдельных сейсмических станциях, так и в Обрабатывающих центрах программа WSG (Windows Seismic Grafer) версии 5.XXX, наряду с исчерпывающим набором вспомогательных сервисных программ-утилит, ограничена в применении по нескольким основополагающим параметрам. В программе WSG минимальное окно для анализа волновых форм составляет 1с. А наиболее информативными и массовыми являются сигналы 0,15-0,2 с. Поэтому, программа зачастую захватывает в одно окно несколько коротких явлений, что не дает в автоматизированном режиме определить ни амплитудные значения, ни спектральную плотность отдельного явления.

Второй проблемой крупного масштаба оси времени является неточность, а иногда и невозможность, определения времени прихода первичной и вторичной волны близко происходящих явлений. Разница между первым и вторым вступление составляет всего 0,03-0,08 с. Частоты фильтрации должны выбираться по результатам определения спектральной плотности (преобразования Фурье), а не субъективно оператором из имеющегося дискретного ряда частот.

Идентификация явления выполняется по нескольким вариантам предварительной обработки, но субъективно оператором.

Программа не предусматривает работу в полностью автоматическом режиме. А в «ручном» или «автоматизированном» режиме при регистрации 5-10 значимых событий в час и 2-3х десятков технологических сигналов, не то, что полная обработка, но и только визуальное ознакомление с записью, и принятие оператором решения по значимости явления невозможно.

В связи с изложенным, для специализированных ГИС микросейсмического контроля необходима разработка и специализированного программного обеспечения.

УДК 622.23.05

Б.И. РЫБАЛКО, канд. техн. наук, доц.,
А.И.ФЕДОРЕНКО, Д.Е.ЧИСТЯКОВ, старшие научн. сотр.,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет »

ЗНАЧИМЫЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ ДЛЯ СИСТЕМ НЕПРЕРЫВНОГОМОНИТОРИНГА СОСТОЯНИЯ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД ГИС

Интенсивная разработка крупных месторождений полезных ископаемых приводит к резкой активизации процессов в недрах. В скальных породах, преобладающих в Криворожском железорудном бассейне, достижение критических напряжений, в т.ч. и локальных, приводит к нарушению статических форм проявлений горного давления и вызывает динамические внезапные разрушения участков массива пород. С физической точки зрения в таких породах все динамические проявления представляют собой лавинообразные процессы хрупкого разрушения (начиная с трещинообразования) в том или ином объёме массива. В природе к крупным динамическим явлениям в земной коре относятся землетрясения.

В технической литературе для ***динамических*** проявлений горного давления предложено несколько классификаций, основанных на различных признаках. Наиболее распространенными являются классификации по механизму и масштабу проявлений горного давления, по энергетическому признаку, по топологическому признаку.

Для ГИС шахт представляет интерес выделение значимых явлений по энергии, по принадлежности к горному отводу шахты (по расстоянию до гипоцентра) и по характеру первоисточника – технологические или природные. При этом, технологические (в т.ч. и проходческие и очистные взрывы) и внешние (землетрясения, массовые взрывы) события рассматриваются не как информационные, а как провоцирующие. Таким образом, анализу (идентификации) подлежат: стреляние, динамические заколообразование, горные удары, толчки, горно-тектонические удары и техногенные землетрясения регионального происхождения. В таблице представлен фрагмент (за неимением места) принятой для ГИС классификации включающей 14 уровней и 13 форм проявлений геомеханических явлений.

Значимые явления

	Вид первичного разрушения		Формы проявления	Сейсмическая энергия, Дж	Уровень сейсмичности в эпицентре, балл	Продолжительность явлений, Т,сек	Присущие типы основных волн
1			Микросейсмы Земли			Постоянно	
2	Микротрещины			□1		0,01-0,07с	Pg
3	Трещины	Приповерхностные	Стреляние, заколообразование	1-10	□1	0,07с -0,15с	Pg
		Внутри массива	Щелчки, (микротолчки)	$10-10^2$	1-2	0,15 - 0,2с	Pg, Sg
4	Макротрещины	Приповерхностные	Слабые горные удары	10^2-10^3	2,5	0,2 - 0,3с	Pg, Sg
		Внутри массива	Микротолчки	10^2-10^3	3	0,2 - 0,3с	Pg, Sg
			Толчки средней мощности,	10^3-10^4	- \\ -	0,3 - 0,4с	
5	Макротрещины со смещением	Приповерхностные	Горные удары	10^4-10^5	3,5 – 5	0,4 - 0,5с	Pg, Sg, Lg
		Внутри массива	Сильные толчки,		- \\ -	- \\ -	- \\ -
=	= = = = =	= = = = =	= = = = = = = =	= = = =	= = = = = =	= = = = =	= = = = =
12	Техногенные землетрясения			$\geq 10^9$		1-30с	Pg, Sg, Lg
13	Региональные землетрясения					30-66с.	Pg, Sg, Lg, Pn, Sn, P, S,

УДК 622.23.05

Б.И. РЫБАЛКО, канд. техн. наук, доц.,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет »
В.М. ЗДЕЩИЦ, д-р техн. наук., доц., ГВУЗ «Криворожский педагогический университет »
А.И. ФЕДОРЕНКО, старший научн. сотр.
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет »

ОБОСНОВАНИЕ КОНТРОЛИРУЕМЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОМ МОНИТОРИНГЕ

Явления хрупких разрушений в массиве сопровождаются сейсмическими волнами (колебаниями), распространяемыми от гипоцентра явления к периферии и представляемыми собой последовательное сжатие и разрежение материала. В науке оперируют с 14-16 видами волн. На практике используются 4-5типов, в основном продольные сейсмические волны (*P*-волны), поперечные волны (*S*-волны), поверхностные волны- волны Лява и Рэлея.

Для контроля выбранных значимых геомеханических явлений по их волновым характеристикам могут использоваться такие физические величины как перемещение, м; скорость колебаний, м\с и ускорений, м\с^2. Измерение перемещений в сейсмике не используется из за особенностей конструкции датчиков. Контроль скорости колебаний, м\с, обеспечивает большую наглядность при идентификации явлений, но осуществляется магнитодинамическими сенсорами, требующими точной механической ориентации в пространстве, что невозможно, например, в скважине. Для контроля ускорений м\с^2, как правило используются пьезодатчики, не требующие точной механической ориентации в пространстве, но больше подвержены помехам. Магнитодинамические велосиметры имеют более низкочастотный диапазон 0,1 (1) – 250 Гц. Пьезоэлектрические акселерометры имеют более высокочастотный диапазон 70 (130) – 10 000 Гц.

Выполненные авторами измерения частотных характеристик сигналов значимых сейсмических явлений с глубоких горизонтов шахт Кривой Рог определили информативный диапазон частот для ГИС непрерывного мониторинга микросейсмической активности подработанных массивов в пределах 70-300Гц. При необходимости контроля возникающих близко, на расстоянии 20-40м, микротрещин, верхняя граница диапазона должна быть расширена до 700 Гц. При необходимости регистрации сигналов массовых взрывов расположенных в 10-30 км карьеров, нижняя граница диапазона должна быть расширена до 10-15 Гц. Спектр техногенных явлений ограничен диапазоном 4-50 Гц. Микросейсмы Земли регистрируются в диапазоне 0,5-4 Гц. Диапазон информативных частот зависит от минералогического состава, структуры, текстуры, условий залегания, природы вещества, заполняющего поровые пространства и др. и является индивидуальным для каждой залежи.

В подтверждение, измерения с глубоких горизонтов шахты Артем-1, Кривой Рог определили информативный диапазон 70-150Гц. Измерения с гор.-1135м, м.о.78 ш. им. Фрунзе, Кривой Рог показали информативные частоты в диапазоне 120-200Гц. Измерения с гор.-1060м, м.о.66 ш. им. Фрунзе показали информативные частоты в диапазоне 170-300Гц. Поэтому, для каждой залежи необходимо выполнение уточняющих исследований адаптация требований.

Аналогичная ситуация с требованиями к чувствительности измерительных каналов ГИС, которая выбирается по характеристикам принятых значимых явлений, геометрии зоны мониторинга и акустическим свойствам горных пород, в первую очередь коэффициента затухания. В таблице представлен пример выборы чувствительности и расчета требуемого коэффициента измерительных каналов ГИС.

Выбора чувствительности и расчет коэффициента передачи измерительных каналов с АЦП 16бит

Измеренные величины			Рекомендуемые величины		
Явление	Скорость, м\с	Напр. сенсора без ус-ля	Доля от диапазона, %	К измерит. канала, ед.ацп·с/м	Вых ед. АЦП 16 бит, ед
Микросейсмы на глубине -1000м	$0{,}095\cdot10^{-6}$ м\с	3,04 мкВ	0,075	252 10^6	24
Микросейсмы на поверхности	0,127 10^{-6} м\с	4,064 мкВ	0,10	252 10^6	32
Микросейсмы в городе	0,381 10^{-6} м\с	12,192 мкВ	0,30	257 10^6	98
Трещины	$0{,}32\cdot10^{-6}$м\с	10,24 мкВ	0,252	257 10^6	82
Макротрещины	1,588 10^{-6} м\с	50,816 мкВ	1,25	258 10^6	409
Толчки	6,350 10^{-6} м\с	203 мкВ	5,00	258 10^6	1638
Макс. зарег. локальное землетрясение	31,96 10^{-6} м\с	1,0227мВ	25,00%	256 10^6	8192
С 4х кратным запасом			100		+\-32 768

УДК 622.23.05

Б.И. РЫБАЛКО, канд. техн. наук, доц., А.А. СОВА, канд. техн. наук,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
В.М. ЗДЕЩИЦ, д-р техн. наук., доц., ГВУЗ «Криворожский педагогический университет »

МЕТОДИКА МОНИТОРИНГА МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ И МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПОДРАБОТАННОГО МАССИВА

Прямое математическое восстановление динамики явления по сигналу в точке мониторинга не представляется возможным по ряду причин. Огибающая получаемого сигнала представляет собой сумму экспоненциально-затухающих гармонических колебаний от каждого из мгновенных составляющих события. По пути распространения волн происходят амплитудные искажения в виде затухания и частотные искажения в виде смещения спектра. С увеличением расстояния частота колебаний снижается.

Полученный сигнал также представляет собой разнесенную во времени сумму составляющих пришедших первичной, вторичной, отраженной и поверхностной волн. Поэтому, выполняется обработка с поэтапным отсеиванием незначимых явлений, идентификацией значимых явлений, определением координат их гипоцентров, моделированием концентрации напряженно-деформированного состояния массива в зоне мониторинга и расчетом степени удароопасности.

Принятая общая методика обработки сигналов включает:

первичную амплитудную нормализацию сигналов, частотную фильтрацию и селекцию, временную селекцию, преобразование Фурье, регистрацию и вычисление промежуточных параметров (три первичные этапа выделения значимых явлений);

идентификацию значимых явлений и четвертый этап отсеивания не значимых явлений;

определение координат гипоцентров и пятый этап отсеивания незначимых явлений по принадлежности к зоне мониторинга, составление массива паспортов значимых явлений, группирование явлений по тем или иным характеристикам;

статистическую обработку результатов мониторинга (массивов паспортов значимых событий) включающую сглаживание, вычисление среднего за интервалы времени, определение плотности распределения, вычисление координат максимумов плотности распределения и других показателей, аппроксимацию и интерполяцию во времени.

пространственное моделирование по статистическим показателям сейсмической активности распределения и концентрации напряженно-деформированного состояния массива в зоне мониторинга, позволяющее дать их объяснение параметрами ведения горных работ, геологией и др. факторами; определение степени удароопасности по результатам микросейсмического мониторинга.

Наиболее ответственным в методическом отношении является идентификация значимых явлений. Принятый принцип идентификация значимых явлений базируется на использовании методов распознавания образов по 13-16 признакам паспортов явлений.

На этапе исследований использован наиболее распространенный и типичный для применения в задачах идентификации и классификации метод опорных векторов (Support Vector Machine, SVM). Для практических целей автоматической обработки использован комбинаторно логический метод распознавания образов.

Наиболее сложным, в т.ч., в аппаратном отношении, является определение координат гипоцентров явлений. Использование одного трехкоординатного измерительного зонда не может обеспечить высокую точность и надежность.

Использование 4-х разнесенных на 400-600 м зондов требуют прокладки и поддержания 2000 м высокочастотных (оптоволоконных) линий связи и линий питания вокруг зоны ведения горных работ.

Подсистема моделирования геомеханической ситуации включает 3D пространственную, геологическую и геомеханическую модели, а также локальные модели уточнения или расчета напряженно-деформированного состояния участков повышенной сейсмической активности.

УДК 622.23.05

Б.И. РЫБАЛКО, канд. техн. наук, доц.,
Д.Е.ЧИСТЯКОВ, Т.В.МИЛЕЙКО, старшие научные сотрудники
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет »

ПРИНЦИПЫ ИДЕНТИФИКАЦИИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПО СЕЙСМИЧЕСКИМ СИГНАЛАМ

Новизна разрабатываемых в НИГРИ систем непрерывного мониторинга геомеханического (напряженного) состояния массивов горных пород заключается в идентификации микросейсмических явлений по комплексу параметров контролируемых сигналов.

Традиционные методы частотной фильтрации и амплитудной селекции используются в ходе предварительной обработки полученных сигналов с выполнением трех первых этапов исключение помех - по длительности, по амплитуде и по частоте. Завершающим этапом предварительной обработки сигналов является формирование признаков и составление паспортов оставшихся значимых явлений. Матрица паспортов событий содержит энергетическую, частотную, временную, динамическую и промежуточную расчетную информацию (всего 16 признаков) по каждому из выделенных на этом этапе значимых событий.

Применение к предварительно выделенным значимым сигналам методов распознавания образов позволяет:

на высоком уровне достоверности исключить сигналы помех (микросейсм Земли, взрывов, работы технологического оборудования и др.);

идентифицировать произошедшие явления в соответствии с принятой для ГИС классификацией;

выделить такие информативные геомеханические явления, как сколы, макротрещины, толчки, вывалы, выбросы, горные удары, обрушения, региональные землетрясения.

Идентификация явлений в свою очередь включает программу обучения машинной идентификации и эксплуатацию программы идентификации в автоматическом режиме. На этапе обучения системы в режиме опытной эксплуатации выполняется регистрация и накопление статистического материала, первичная обработка сигналов и составление паспортов событий без определения типа события. На этом этапе информации о физической сущности самого события нет, т.к. большинство явлений происходят в подработанном массиве и нет доступа не то что к гипоцентру, а зачастую даже в зону проявления событий. Поэтому, для обучающего массива идентификация выполнена экспертным путем. Для процесса обучения использовалась представительная часть массива непрерывной записи. Вторая часть массива использована для проверки автоматической идентификации.

Для повышения достоверности экспертная идентификация явлений осуществлялась параллельно 5-ю способами с последующим коллегиальным принятием окончательного решения. В качестве способов (путей, субъектов) использовались:

Результаты записи услышанных специалистами тресков, щелчков, ударов, вибраций. Наблюдения велись вблизи измерительного зонда сейсмических колебаний.

Выводы идентификации геомехаников специалистов лаборатории горных ударов, сдвижения пород и крепления выработок НИГРИ по виду записей сигналов сейсмозондов и анализу сопутствующей информации.

Выводы идентификации геофизиков и сейсмологов специалистов ИГФ НАНУ на основе анализа наличия тех или иных волн на записи события.

Информация, представленная работниками шахты о взрывах и замеченных геомеханических событиях. Результаты проведения активных экспериментов.

Таким образом, экспертным путем дополнялась матрица паспортов событий информацией о физической сущности явления, т.е. результатами идентификации в соответствии с принятой классификацией. По дополненной матрице, с использованием методов распознавания образов строилась рабочая модель идентификации регистрируемых в режиме реального времени явлений.

На этапе исследований использован наиболее распространенный и типичный для применения в задачах идентификации и классификации метод опорных векторов (Support Vector Machine, SVM). Для практических целей автоматической обработки использован комбинаторно логический метод.

УДК 622.23.05

Е.К. БАБЕЦ, канд. техн.наук, проф., Б.И. РЫБАЛКО, канд. техн . наук, доц.,
Е.П.ЧИСТЯКОВ канд. техн. наук, НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ УДАРООПАСНОСТИ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ МИКРОСЕЙСМИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА

За счет перераспределения общей нагрузки от налегающих пород между подработанными и не подработанными участками, в последних возникают локальные перенапряжения. В случае непрерывного микросейсмического мониторинга зону (точку) достижения локального перенапряжения и по времени и в пространстве можно отслеживать по проявлению повышенной микросейсмической активности.

Нормативным документом, регламентирующим контроль степени удароопасности участка массива является «Зазначення щодо безпечного ведення гірничих робіт на схильних до гірських ударів родовищах та об′єктах будівництва підземних споруд Кривбасу. НДГРІ ДВНЗ «КНУ». М. Кривий Ріг. 2015г».

Согласно «Зазначень», оценка категории удароопасности выполняться по соотношению двух критериев: - уровня напряженного состояния массива η и деформационной характеристики, Кд. Расчетный уровень напряженного состояния массива пород η определяется по глубине контролируемого обнажения - *Н,м*, приведенному объемному весу налегающих пород - γ, т / м^3 и прочность пород на одноосное - σ_{cm}, т / м. Деформационная характеристика руд и пород Кривбасса Кд определяется по крепости и объемному весу.

Категория удароопасности пород и руд Кривбасса по критерию уровня напряженного состояния η и деформационной характеристики Кд определяется согласно «Зазначень» табличным и графическим путем.

Алгоритм перехода от выявления участка повышенной активности к определению действительного напряжения одноосного сжатия и определению категории удароопасности следующий: по геологической модели для выявленного участка определяем тип руд и пород. Например, участок состоит из гетито-гематитовой руды (γ=3,6т\м^3, *f*=5, *Kd* =0,3) и железистых кварцитов (γ=3,1т/м^3, *f*=9, *Kd* =0,7).

Естественно принять, что разрушения (трещинообразование) началось в рудных включениях, для которых прочность на одноосное сжатие состовляет 4775кг/м^3. Т.е., действительное напряжение одноосного сжатия на этом участке достигло 4775кг/м^2.

Расчетное же напряжение составляет γ·Н=(3,1-3,6)·1045=3240-3762кг/м^2.

Прочность кварцитов на одноосное сжатие составляет 10000кг/м^2. Приняв *К* – коеффициент напряжений равным 1 (учтен измерением напряжения) определим уровень напряженного состояния массива

$$\eta = \frac{K\gamma H + \sigma_T}{\sigma_{cm}} = 4775/10000 = 0{,}4775.$$

Для *Kd* =0,3 – 0,7 и η=0,4775 состояние участка приблизилось ко **второй категории удароопасности** пород и руд Кривбасса по критерю уровня напруженного состояния η и деформационной характеристики Кд (рис.2 или табл. 4 «Зазначень»).

В соответствии с категорией удароопасности, согласно нормативным требованиям, выполняются мероприятия приведения горнах выработок в ударобезопасное состояние.

Таким образом, предложенная методика по результатам непрерывного микросейсмического мониторинга позволяет:

оценивать действительное напряжение одноосного сжатия на участке повышенной микросейсмической активности;

оценивать уровень напряженного состояния массива.

определять **категорию удароопасности** локальных участков повышенной микросейсмической активности в соответствии с нормативными требованиями.

УДК 622.23.05

А.А. СОВА, канд. техн. наук, А.В. САЗОНОВ, инженер,
М.И. РУСАКОВ, и.о. мл. научн. сотрудника,
НИГРИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА И РЕЗУЛЬТАТОВ МОНИТОРИНГА

Для решения задачи по разработке модели геомеханического состояния массива горных пород в зоне сдвижения шахты "Артем-1" был выбран метод конечных элементов, который позволяет создать цифровую модель напряженно-деформированного состояния горного массива. Эта модель создается на основе цифровой геометрической и геологической модели горного массива, выработанного пространства и геологических слоев горных пород.

Расчет напряженно-деформированного состояния методом конечных элементов можно схематически подразделить на три стадии: Идеализация рассматриваемой среды, то есть представление первоначальной сплошной среды набором дискретных элементов. Оценка свойств каждого элемента, т.е. представление упругих и геометрических характеристик среды, а также характеристик нагрузки в матричной форме. На этой стадии рассматриваются физико-механические свойства среды (в обязательном порядке - объемный вес, модуль упругости Юнга, коэффициент Пуассона), характеризуемые жесткостью элементов и вводится соотношение между силами (вводятся нагрузки на рассматриваемый массив), приложенными к узловым точкам и вызванными ими перемещениями (определяются условия защемления и перемещения краевых узловых точек модели). Это соотношение представляется матрицей жесткости элемента. Вторая стадия расчета геомеханической модели методом конечных элементов - вычисление перемещений и напряжений с помощью методов матричной алгебры. Третья стадия расчета МКЭ (представление результатов расчета) зависит от применяемого программного комплекса, т.е. для решения каких задач он "заточен". Обязательным условием представление результата является таблицы, в которых приведены данные по напряженно-деформированному состоянию каждого узла и элемента. В качестве граничных условий принято запрещение горизонтальных смещений на вертикальных границах моделируемой области, а также горизонтальных и вертикальных смещений на нижней границе области. Источником формирования силовой обстановки массива служит собственный вес пород.

Для условий шахты "Артем -1" было выбрано программное обеспечение FemScope ED-Elas2D. Это программное обеспечение имеет простой и дружественный интерфейс, однако, создание сетки треугольников (элементов) выполняется в ручном режиме. Поэтому были разработаны программные модули позволяющие, создавать сетку элементов из цифровой и геологической модели горного массива шахты "Артем -1". Результаты расчета получаются в виде таблиц (текстовые файлы) и графических файлов в виде изолиний горизонтальных, вертикальных и результирующих смещений, относительных горизонтальных, вертикальных и результирующих деформаций и нормальных горизонтальных, вертикальных и результирующих напряжений. Кроме этого, в виде графиков изолиний получены и главные максимальные и минимальные деформации и напряжения, а также максимальные тангенциальные деформации и напряжения.

Использование сориентированных в пространстве трех- и шестикомпонентных измерительных зондов и соответствующего программного обеспечения позволяет определять координаты гипоцентров явлений. В конечном итоге в программу оценки состояния массива поступают паспорта событий, включающие вид явления, энергетическую характеристику, координаты гипоцентра и естественно время события. Трехмерная модель контролируемого массива позволяет визуализировать зоны активности тех или иных, или всех событий. С учетом детальной характеристики каждого события и обобщенной характеристики всего «облака» событий можно оценить состояние массива. Трехмерная динамическая модель позволяет визуализировать динамику развития и траекторию движения активной зоны в пространстве и во времени. Сопоставление траекторий зон сейсмической активности с траекторией ведения горных работ позволит прогнозировать аварийные ситуации.

УДК 658.286

А.А. ПУХАНОВ, кандидат эконом. наук, ст. преподаватель,
Л.С. ПУХАНОВА, кандидат пед. наук, , Красноармейский индустриальный институт ДонНТУ

ОЦЕНИВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ГРУЗОПОТОКА УГЛЯ В СИСТЕМЕ КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

В настоящее время, проводимая в нашей стране экономическая реформа особенно остро ставит перед предприятиями угольной промышленности задачи повышения эффективности производства. Эти требования обусловлены прежде всего развитием стратегического взаимодействия предприятий и формированием «сетевой» межорганизационной структуры.

Современное состояние угольной промышленности характеризуется недостаточным уровнем научной организации управления производством.

При этом вопрос исследования процессов формирования, превращения и движения грузопотоков, отходит на второй план несмотря на то, что 80% общей стоимости продукта и экономическая стабильность предприятия в целом определяется эффективностью управления логистической инфраструктурой шахты.

Цепь поставок горнодобывающих предприятий является сложной многоуровневой системой, звенья которой функционируются в условиях постоянного изменения внешней среды.

Поэтому результат деятельности цепи поставок предприятий данной отрасли в значительной степени зависит от факторов неопределенности и факторов риска.

Существующие аналитические методы технологических расчетов не в полной мере отображают экономические показатели технологических процессов протекающих в транспортной системе, что не обеспечивает их прогнозирование.

Представим один из методов современного управления логистической инфраструктурой горнодобывающего предприятия, который обеспечивает модификацию существующих методов в модель, которая учитывает факторы неопределенности.

Решение поставленной задачи осуществляем путем построения математической модели в виде системы взаимоувязываемых балансовых соотношений.

Балансовые соотношения представлены в виде уравнений и неравенств, отражающих сбалансированную работу всех звеньев сети конвейернного транспорта шахты.

Построение логистической модели функционирования внутришахтного транспорта осуществляется по результатам исследования концентрации основных грузопотоков, которые связаны с вывозом угля и горной массы.

Построение логистической модели управления грузопотоками внутришахтного транспорта базируется на изучении концентрации грузопотоков производства, которые связаны с выдачей угля на поверхность и являются основными в транспортной системе шахты, и установлении итерационных согласований и балансирования пропускной способности транспортной коммуникации, узлов, аккумулирующих элементов системы подземного транспорта, с учетом мощности погрузочно-разгрузочных механизмов.

Использование логистических подходов позволяет: уменьшить транспортные расходы на перевоз угля от поставщика сырья к конечному потребителю; определить концентрацию грузопотоков угля в любой момент времени в любом транспортном узле логистической цепи в условиях неопределенности; прогнозировать работу транспортной сети; повысить эффективность управления цепью снабжений на конкретном участке цепи; повысить производительность и безопасность горного производства.

Перечисленные приложения не вычерпывает возможность разработанной модели.

Практика показывает, что на основе данной имитационной модели можно решать большинство логистических заданий.

Последующее совершенствование модели путем апробации на решении новой задачи позволит очертить более широкий круг возможных приложений.

Перспективой последующих научных исследований является разработка логистической модели, которая будет обеспечивать значительное снижение объема оперативных расходов в цепи создания стоимости снабжений.

УДК 62-92.113

Д.А. ВОЛЬЧЕНКО, д-р техн. наук, проф.,
В.Я. МАЛЫК, канд. техн. наук, доц., В.М. ЧУФУС, аспирант
Ивано-Франковский национальный технический университет нефти и газа

НЕСТАЦИОНАРНЫЙ ТЕПЛООБМЕН В ВОЗДУШНО-ЖИДКОСТНЫХ СИСТЕМАХ ОХЛАЖДЕНИЯ ПАР ТРЕНИЯ ЛЕНТОЧНО-КОЛОДОЧНОГО ТОРМОЗА БУРОВОЙ ЛЕБЕДКИ

Бурное развитие нанотрибологии за последние 25-летие оказало существенное влияние на расчетные методы оценки энергонагруженості фрикционных узлов тормозных устройств, в частности, узлов трения ленточно-колодочного тормоза буровой лебедки [1].

Это вызвано тем, что в расчетных методах не учитывались: граничные условия нестационарного теплообмена с матовых и полированной поверхностей тормозного шкива; энергетические уровни поверхностных и подповерхностных слоев пар трения;

новый подход к оценке теплового баланса пар трения. Учет перечисленных недостатков существующих расчетных методов оценки энергонагруженности фрикционных узлов ленточно-колодочного тормоза позволит осуществить углублений подход к их параметрическому синтезу.

Воздушно-жидкостная система пар трения ленточно-колодочного тормоза снабжена составным тормозным шкивом, кольцевыми камерами, разделенными перегородками со смещенными в них отверстиями. Воздухозаборники выполнены в виде сопла Лаваля и соединены с первой кольцевой камерой, а последняя камера подключена к отверстиям, выполненным в виде конфузоров, связанных с межконтактным зазором пар трения тормоза.

Нижняя часть обода шкива омывается жидкостью, которая находится в камере расположенной под нерабочей поверхностью обода шкива.

Предложенное техническое решение имеет следующие положительные признаки: достигается снижение энергонагруженности поверхностных и приповерхностных слоев пар трения тормоза как в процессах их фрикционного взаимодействия, так и при свободном вращении тормозного шкива;обеспечивается в воздушной системе за счет смещения отверстий по периметру кольцевых перегородок завихрения скоростных воздушных токов, которые интенсифицируют теплообмен в кольцевых цилиндрических объемах, что ведет к охлаждению частей шкивов;

интенсифицируется жидкостное охлаждение за счет применения полированной нерабочей поверхности нижней части шкива, омываемого жидкостью камеры, выступающего в роли лучеиспускаемого элемента теплоты применительно к поверхности жидкости (черное тело) и теплоотводящей поверхности;

реализуется интенсивное охлаждение обода тормозного шкива, способствующее уменьшению его поверхностных и глубинных температурных градиентов, и, как следствие, снижение термонапряжений в местах их концентрации;

достигается повышение эффективности торможений за счет недостижения материалами поверхностных слоев полимерной накладки допустимой температуры из-за принудительного охлаждения металлополимерных пар трения; обеспечивается повышение долговечности металлополимерных пар трения тормоза.

Теоретические и экспериментальные исследования предложенной системы охлаждения проводились в три этапа: первый - с вынужденным воздушным охлаждением; второй - принудительным жидкостным охлаждением; третий - комбинированным.

Эффективность охлаждения составила 20-25 по снижению энергонагруженности рабочей поверхности составного шкива ленточно-колодочного тормоза буровой лебедки.

Список литературы

1. Ленточно-колодочные тормозные устройства: монография / **А.А. Петрик, Н.А. Вольченко, Д.А. Вольченко [и др.]**; под общ. ред. **А.А. Петрика.** – В 2-х томах. Том 1. – Краснодар: из-дво Кубанск. государств. технолог. Ун-та. – 2009. – 276 с.

УДК 62-92.113

В. С. СКРЫПНЫК, Н. А. ВОЛЬЧЕНКО, кандидаты техн. наук, доц.,
В. С. ВИТВИЦКИЙ, аспирант
Ивано-Франковский национальный технический университет нефти и газа

РОБАСТИЧЕСКАЯ МЕТОДОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ФРИКЦИОННЫХ УЗЛОВ ЛЕНТОЧНО-КОЛОДОЧНОГО ТОРМОЗА БУРОВОЙ ЛЕБЕДКИ

Робастный подход к расчету и проектированию фрикционных узлов ленточно-колодочных тормозов подъемно-транспортных машин является новым, поскольку включает в себя состояния их поверхностных и подповерхностных слоев, связанных с качеством фрикционных поверхностей, устойчивостью и стабилизацией эксплуатационных параметров.

Кроме того, осуществляется регулирование и управление эксплуатационными параметрами при электротермомеханическом трении. В конечном итоге, проводится оптимизация как конструктивных, так и эксплуатационных параметров фрикционных узлов ленточно-колодочного тормоза.

Основой для проведения последней является структурно-параметрический синтез фрикционного узла тормоза [1].

В дальнейшем рассматривается качество переходных процессов фрикционных узлов, устойчивость, стабилизация, регулирование и управление их эксплуатационными параметрами и в конце оптимизация конструктивных и эксплуатационных параметров пар трения тормоза.

Остановимся на пяти свойствах (устойчивость, стабилизация, регулирование, управление и оптимизация) робастической методологии применительно к фрикционным узлам, каждый из которых является самостоятельным, отдельным тормозом.

Устойчивость обеспечивается энергетическими параметрами поверхностных и приповерхностных слоев трибосопряжения на нано- и микроуровнях, а также на макроуровне основными эксплуатационными параметрами.

Стабилизация достигается динамическим коэффициентом трения и удельными нагрузками в трибосопряжении при минимальном износе его фрикционной накладки.

Регулирование обеспечивается варьированием постоянными и переменными силами трения с целью регулирования для стабилизации режимов торможения и их реализация по различным законам в трибосистемах ленточно-колодочных тормозов.

Уделим внимание робастному управлению.

Последнее является совокупностью методов теории управления, базирующихся на синтезе самого нагруженного фрикционного узла, который обеспечивал бы хорошее качество управления режимами торможения с устойчивыми эксплуатационными параметрами.

Задача оптимального проектирования пар трения ленточно-колодочных тормозов повторно-кратковременного или длительного режима работы является многокритериальной.

Критериями электротермомеханического процесса трения являются: нормальное прижимное усилие N, время торможения τ_m, работа трения W_{mp}, динамический коэффициент трения f и его стабильность, поверхностная t_n и объемная t_o температуры, массы: металлического m_1 и фрикционного m_2 элементов, матовые $A_м$ и полированные A_n поверхности теплообмена, линейный износ I фрикционных накладок.

Последний определяется, исходя из общей мощности торможения, объемной интенсивности износа рабочей поверхности накладки и ее фактического ресурса, а также конструктивных параметров накладки: площади, длины и приведенного радиуса микровыступов рабочей поверхности обода шкива.

Оптимизированы конструктивные параметры фрикционного узла (тормозной ленты, фрикционной накладки и обода шкива) при максимальной динамической и тепловой их нагруженности.

Список литературы

1. Проектный и проверочный расчет фрикционных узлов ленточно-колодочных тормозов буровых лебедок / **А.Х. Джанахмедов, Н.А. Вольченко, В.С. Скрыпнык [и др.];** под общ. ред. акад. А.Х. Джанахмедова. Стандарт. – Баку: Апостроф, 2016. – 312 с.

УДК 622.35

NINA FILIPOVA, teacher assistant, Zhytomyr State Technological University, Ukraine

SUBSTANTIATION OF WHEEL LOADER EXPLOITATION AT DIMENSION STONE QUARRIES IN UKRAINE

The technique of dimension stone exploitation has received much attention in recent years due to the current discovery of new dimension stone deposits in Ukraine. Wheel loaders have been traditionally used in the Ukrainian stone sector during the last 15 years. However, still not every company uses the full potential of loaders both in terms of space and time. Hence, the goal of this article is to substantiate the use of wheel loaders independently or together with some types of loading and transportation techniques.

The wheel loaders used for high-strength dimension stones exploitation have been studied by different Russian, Ukrainian and foreign authors. Nevertheless, there is no explanation of the wheel loaders performance in numerical and monetary terms for the various operations.

The current study describes the most effective way of using wheel loaders at typical Ukrainian dimension stone deposits, and shows the economic benefits of their use.

In the current investigation performance data of dimension stone exploiting techniques was measured, in order to determine which of them are the most economic and the least labour-intensive. The loading and transportation of commercial blocks and waste products was analysed, using respectively 4 and 3 alternative techniques. The most eligible techniques were then selected.

The data were collected at the Kamianobridske North gabbro Deposit, which is located in the north of Ukraine in the central part of Zhytomyr region.

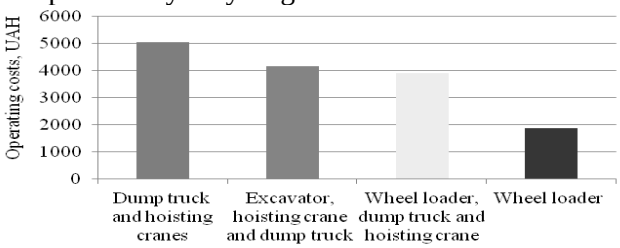


Figure 1. Financial expenses for commercial blocks loading and transportation

The use of wheel the loader for commercial block loading and transportation is as much as 2 times more profitable than the other 3 techniques (Fig.1). The use of the combination of the wheel loader and the dump truck for waste products loading and transportation is as much as 1.8 times more than the other 2 techniques (Fig.2).

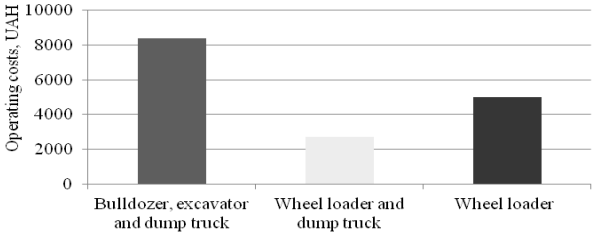


Figure 2. Financial expenses for waste products loading and transportation

In this study the effectiveness of loading and transportation operations with 7 blocks were tested at the Kamianobridske North gabbro Deposit. It was found that financial expenses for commercial blocks loading and transportation were reduced using the wheel loader for all operations. This significant difference is accounted for in the reduction of fuel, amortization, time and labour costs. As regards the expenses for waste products loading and transportation, the use of the wheel loader was more costly than the combination of wheel loader and dump truck. This can be justified by the increase of the total quantity of rides for the same volume of waste products, time and amortization expenditures.

This study therefore indicates that the benefits gained from using wheel loaders as proposed make them a desirable choice across a wide range of companies. Most notably, this is the first study to our knowledge to investigate the effectiveness of the offered technique.

УДК 621.001.2

А.А.ХРУЦКИЙ, канд.техн.наук, доцент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет», Украина,
О.А.ХРУЦКАЯ, магистр, Мюнхенский технический университет, Германия

МЕТОД МНОГОКРИТЕРИАЛЬНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ДЛЯ ПРОЕКТНЫХ ЗАДАЧ ПРИ СОЗДАНИИ ГОРНЫХ МАШИН

В практической инженерной деятельности при проектировании и выборе режимов эксплуатации часто встречаются задачи, заключающиеся в поиске оптимального решения при наличии различных несводимых друг к другу критериев оптимальности. Характерной особенностью таких проектных задач является то, что нет явно заданных целевых функций, есть только методика расчёта критериев, которые необходимо максимизировать или минимизировать. Свести такие критерии к одной функции достаточно затруднительно. Из-за этого изначально неизвестно, что они представляют собой. А аргументы могут быть выражены количественно (численно) или качественно. Например, при выборе наилучшей машины по нескольким критериям, марка машины выступает в качестве аргумента, имеющего качественный характер, а различные критерии – в качестве целевых функций.

Существует большое разнообразие классов задач оптимизации и, соответственно, методов их решения [1]. Одними из простейших методов многокритериальной оптимизации являются методы, проводящие поиск компромисного решения в центральной части фронта Паретто и не учитывающие информацию о предпочтениях. Примерами таких методов являются метод суммирования, метод глобального критерия, метод нейтрального компромисного решения [1]. Однако указанные методы недостаточно универсальны.

Для решения задач оптимизации при проектировании предлагается метод для поиска середины области компромиссного решения неявно заданных целевых функций в виде таблиц значений. Характерной особенностью метода является его универсальность.

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

Из таблиц значений в пределах интервала поиска определяются совпадающие наборы аргументов. Если найдены совпадающие наборы аргументов во всех таблицах, то процесс оптимизации прекращается. Если совпадающих наборов аргументов в текущем интервале поиска не найдено, то его значение увеличивается на 1 и поиск

Таким образом, представлен метод условной многокритериальной оптимизации для неявнозаданных целевых функций, отличающийся высокой универсальностью. Однако существенным недостатком представленного метода является высокая ресурсоёмкость. Направлением дальнейших исследований является устранение данного недостатка.

Список литературы

1. **Микони С.В.** Системный анализ методов многокритериальной оптимизации на конечном множестве альтернатив / С.В.Микони // Труды СПИИРАН.- 2015.- Вып. 4(41).-С.180-199