

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
Национальный технический университет Украины
„Киевский политехнический институт”
Институт энергосбережения и энергоменеджмента
Кафедра геостроительства и горных технологий



**«ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ
ГОРНОГО ДЕЛА И ПОДЗЕМНОГО
СТРОИТЕЛЬСТВА»**

**VII международная научно-техническая конференция
«ЭНЕРГЕТИКА. ЭКОЛОГИЯ. ЧЕЛОВЕК» (конференция
молодых ученых - аспирантов и магистрантов)**

**НТУУ «КПИ» ИЭЭ
Кафедра геостроительства и горных технологий**

27-29 мая 2015 года

Киев

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
Национальный технический университет Украины
„Киевский политехнический институт”
Институт энергосбережения и энергоменеджмента
Кафедра геостроительства и горных технологий



**«ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ
ГОРНОГО ДЕЛА И ПОДЗЕМНОГО
СТРОИТЕЛЬСТВА»**

Материалы VII международной научно-технической
конференции «ЭНЕРГЕТИКА. ЭКОЛОГИЯ. ЧЕЛОВЕК»
(конференции молодых ученых - аспирантов и магистрантов)

НТУУ «КПИ» ИЭЭ
Кафедра геостроительства и горных технологий

Выпуск № 6

Киев -2015

Перспективы развития горного дела и подземного строительства. Сб. научн. трудов. Вып 6. – Киев: Підприємство УВОІ «Допомога» УСІ», 2015. – 185 с.

В сборнике приведены результаты научных разработок студентов, аспирантов, магистрантов и молодых учёных, которые представлены на международную конференцию 27-29 мая 2015 года, организованную кафедрой «Геостроительства и горных технологий» Института энергосбережения и энергоменеджмента Национального технического университета Украины «Киевского политехнического института».

Сборник предназначен для специалистов шахтостроителей и строителей подземных сооружений, а также для студентов вузов горных специальностей.

Сборник печатается по решению учёного совета ИЭЭ НТУУ «КПИ» (протокол № 9 от 27.04.2015 г.)

Редакционная коллегия

докт. техн. наук, профессор зав. каф. геостроительства и горных технологий Института энергосбережения и энергоменеджмента	Кравец В.Г.
к.т.н., доц. каф. геостроительства и горных технологий Института энергосбережения и энергоменеджмента	Вапничная В.В.
докт. техн. наук, профессор, Шахтинский институт Южно – Российского государственного технического университета	Прокопов А.Ю.
докт. техн. наук, профессор действительный член Академии строительства Украины, зав. каф. СШ и ПС ДонНТУ	Борщевский С.В.
канд. техн. наук, доцент декан горно-экологического факультета Житомирского государственного технологического университета	Котенко В.В.
докт. техн. наук, профессор, зав. каф. строительства и геомеханики Национального горного университета	Шашенко А.Н.
докт. техн. наук, профессор, зам. декана горно – строительного факультета Тулского государственного университета	Копылов А.Б.

Компьютерная верстка

к.т.н., доц. каф. геостроительства и горных технологий ИЭЭ	Вапничная В.В.
---	----------------

За справками обращаться по адресу: 03056, г. Киев, ул. Борщаговская, 115, Национальный технический университет Украины «КПИ», кафедра «Геостроительства и горных технологий», тел. 044-454-91-77 E-mail: viktorija0203@yandex.ru

Маштакова К.В., студент, Яковлева К.С., студент, Масленников С.А., канд. техн. наук, зав. каф. «Строительство и техносферная безопасность», ИСОиП (филиал) ДГТУ, г. Шахты, Россия

КОНСТРУКЦИЯ ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПИ С УПРАВЛЯЕМЫМ РЕЖИМОМ РАБОТЫ

Предложена конструкция чугунно-бетонной крепи с управляемым режимом работы. Приведено описание достоинств и недостатков разработки, описаны основные конструктивные особенности и преимущества перед аналогами.

The design of cast-concrete lining with a controlled mode of operation. The description of the strengths and weaknesses of development, describes the basic design features and advantages over similar products.

В последние 15-20 лет в практике крепления вертикальных стволов проходимых в сложных горно-геологических условиях широкое применение находит чугунно-бетонная крепь. Из последних, наиболее крупных проектов, в которых использовали данный тип крепи, нужно упомянуть строительство самого глубокого в Евразии (1865 м) ствола ВС-7 рудника «Таймырский», 5 стволов по заказу компании «Алроса» на двух рудниках «Мир» и «Удачный», вертикального ствола ш. «Северная вентиляционная №2», скипового и клетового стволов на Гремячинском месторождении калийных солей компании ОАО «Еврохим», двух стволов пятого калийного рудника ОАО «Уралкалий» (см. рис. 1) и т.д. В таблице 1 приведены характеристики нескольких из упомянутых стволов.

Таблица 1

Характеристики стволов

1	Рудник, шахта	«Удачный»	«Мир»	«Северная вентиляционная №2»
2	Назначение ствола	вентиляционно-вспомогательный	скиповой	вентиляционный
3	Проектная глубина, м	1090,5	1037,0	1285,5
4	Диаметр ствола в свету, м	8,0	8,0	7,5
5	Сечение ствола:			
6	в свету, м ²	50,24	50,24	44,1
7	в проходке, м ²	63,6	от 63,6 - до 78,5	51,5
8	Крепь ствола	Чугунные тюбинги, бетон	чугунные тюбинги, бетон	чугунные тюбинги, бетон
9	Схема проходки	совмещённая	совмещённая	совмещённая

За рубежом чугунные тюбинги ранее имели широкое применение. Но на новейшем этапе данный тип крепи потерял своё былое значение и применяется редко, а за последние 20-25 лет - примеров его использования не отмечено. Это обусловлено

повышением требований к водонепроницаемости, а также малой податливостью чугунно-бетонной крепи. Наличие большого количества швов не позволяет выполнить их достаточно качественную гидроизоляцию и приводит к наличию остаточного водопритока, а, например, в воздухоподающих стволах периодические колебания температуры имеют следствием «раскрытие» швов и значительное ухудшение водонепроницаемости.



Рис. 1. Строительство стволов закрепляемых чугунно-бетонной крепью в РФ

Значительный опыт эксплуатации стволов закрепленных чугунными тубингами в России также выявил ряд недостатков, важнейшие из которых – высокая стоимость, нерациональное использование материалов, невозможность обеспечения полной гидроизоляции. С ростом объёмов строительства стволов с чугунно-бетонной крепью перечисленные недостатки ведут к всё более негативным последствиям. Это заставляет искать новые способы надёжного и экономически эффективного поддержания вертикальных стволов, и одним из направлений является применение принципа «управляемой» работы крепи.

Так известна конструкция крепи с регулируемым режимом работы [1], обеспечивающая полную гидроизоляцию вертикального ствола и снижение давления на внутреннюю стальную оболочку. Однако существующее решение имеет ряд недостатков.

Конструкции крепи вертикальных стволов, включающие слой стали, в опыте шахтного строительства СССР и РФ нашли применение только при сооружении стволов бурением. Причинами этого служит то, что:

- стальная обечайка под действием гидростатического давления теряет устойчивость до достижения напряжением в материале крепи предельных значений, так называемое критическое давление [2]. Его величина интенсивно снижается с ростом диаметра ствола, а при сооружении бурением, диаметр не превышает 2-4 м.;
- при сооружении стволов бурением крепь на этапе возведения испытывает значительные монтажные нагрузки, часто превышающие эксплуатационные. Применение в этих условиях чугуна, материала хрупкого, плохо воспринимающего растягивающие напряжения часто оказывается нерациональным.

На основе опыта возведения и эксплуатации стальной крепи за рубежом можно выделить следующие ее недостатки:

- высокая стоимость;
- чувствительность к наличию агрессивных вод, активно развиваются коррозионные процессы;

- сложность и трудоемкость монтажа. Соединение отдельных секций сваркой при бурении стволов можно осуществлять на поверхности, а крепь опускать с помощью грузоподъемных механизмов. При использовании буровзрывной технологии такая возможность отсутствует;

- при ведении сварочных работ в стволе сложно обеспечить высокое качество швов;

- соединение отдельных секций крепи сваркой намного более трудоемко, чем, например, соединение тюбингов сболчиванием. При этом с увеличением толщины стальной оболочки трудоемкость сварочных работ резко возрастает, и этот процесс может превзойти по продолжительности все остальные технологические процессы в сумме.

Перечисленные недостатки стальных крепей послужили причиной широкого распространения в шахтном строительстве России чугунно-бетонной крепи. Ее отличает:

- высокая несущая способность, благодаря наличию внутренних ребер;
- сцепление с затюбинговым бетоном, обеспечиваемое внешними ребрами;
- более высокая устойчивость к коррозии, по сравнению со сталью;
- простота монтажа и относительно невысокая трудоемкость возведения.

Главными ее недостатками является сложность обеспечения полной водонепроницаемости, ввиду значительной длины швов, высокая стоимость и возможность потери устойчивости при высоком гидростатическом давлении. Перечисленные недостатки могут быть полностью или частично устранены применением принципа управляемости.

Целью изобретения является создание конструкции крепи, позволяющей существенно снизить трудоемкость возведения, стоимость, повысить несущую способность и надежность крепи с управляемым режимом работы.

Для достижения поставленной цели предлагается конструкция крепи с регулируемым режимом работы, включающая (см. рис. 2а) внутреннюю колонну крепи из чугунных тюбингов (поз. 1), слой высокопрочного фибробетона (поз. 2) с искусственно улучшенными водопроводящими свойствами, внешний слой из твердеющей смеси (поз. 3) с вяжущим на основе активированных в дезинтеграторе хвостов обогащения, крупным и мелким заполнителем в виде классифицированных отходов горного производства, систему анкеров (поз. 4), связывающих слой из твердеющей смеси (поз. 3) и вмещающие породы (поз. 5), контрольно-регулирующие элементы (поз. 6), а также систему отвода воды.

Использование в качестве гидроизолирующего слоя чугунных тюбингов вместо стали позволяет повысить несущую способность крепи, снизить трудоемкость и продолжительность ее возведения. Слой фибробетона с искусственно улучшенными водопроводящими свойствами вместе с контрольно-регулирующими элементами обеспечивает поддержание давления за колонной тюбингов в требуемых пределах, препятствует выдавливанию прокладок и нарушению герметичности. Контрольно-регулирующие элементы располагают в отверстиях тюбингов (см. рис. 2б), предназначенных для проведения тампонажа (поз. 7).

Замена в применяемом бетоне портландцемента и обычных заполнителей на активированные в дезинтеграторе хвосты обогащения и классифицированные отходы горного производства позволяет реализовать ресурсосберегающие технологии, использовать дешевые местные материалы, и снизить давление на окружающую среду накопленных на поверхности земли отходов горного производства. Ресурсосбережение приобретает особое значения для районов крайнего севера, малозаселенных регионов, удаленных от крупных промышленных центров. В этих случаях бесперебойное

обеспечение строительства привозными материалами представляет сложную логистическую задачу и приводит к значительному удорожанию строительства.

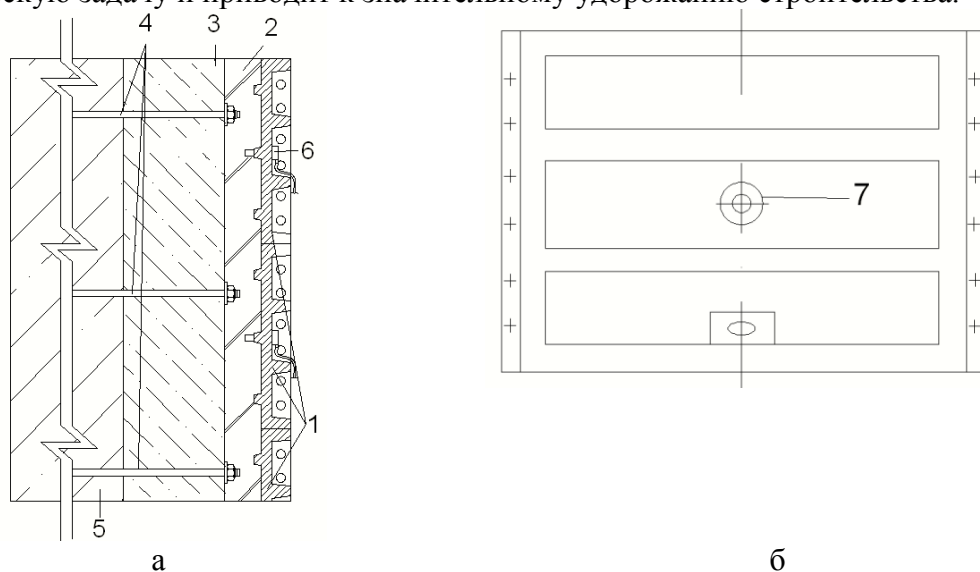


Рис. 2. Конструкция чугуно-бетонной крепи с управляемым режимом работы

Принцип работы предложенной конструкции заключается в следующем.

Вода фильтруется через породу (поз. 5) в зоне, размеры которой определяются радиусом влияния дренажа выработки, далее, проникая через твердеющую смесь (поз. 3), попадает в слой фибробетона (поз. 2) откуда, по достижению давления сброса, отводится через контрольно-регулирующие элементы в систему отвода воды. Давление воды на тубинги будет равно в этом случае давлению сброса и может регулироваться на управляющих элементах. Система анкеров (поз. 4) передает часть давления воды, воспринимаемого слоем твердеющей смеси, на вмещающий породный массив. Эффект от их установки растет по мере увеличения модуля упругости пород.

Предлагаемая конструкция может использоваться как для крепления всего ствола, так и отдельных его участков, пересекающих водоносные горизонты.

* представленные результаты получены в рамках выполнения Госзадания Минобрнауки России №1.10.14 по теме «Ресурсосберегающие и экологически безопасные технологии освоения подземного пространства на основе комплексного мониторинга всех стадий жизненного цикла инженерных объектов и систем» и гранта МК-6986.2015.8 по теме «Разработка инновационных конструктивных и технологических решений при креплении вертикальных стволов шахт и рудников.

Библиографический список

1. Пат. 2433269 Российской Федерации, МПК E21 D 5/11. Конструкция крепи вертикальных стволов с регулируемым режимом работы / Страданченко С.Г., Масленников С.А., Шинкарь Д.И.; заявитель и патентообладатель ГОУ ВПО «Южно-Российский государственный технический университет (Новочеркасский политехнический институт)». № 2009142187/03; заявлено 16.11.2009; опублик. 10.11.2011, Бюлл. №15.

2. Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989. – 270 с.

Бурлака Ю.А. студ. гр. ГРб-11-1, Минеев С.П., д.т.н., проф. ГВУЗ «НГУ»,
Государственное ВУЗ "Национальный горный университет", г. Днепропетровск,
Украина

ВИБРАЦИОННОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ВЫБРОСОПАСНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

Рядом выполненных ранее работ был установлен механизм вибрационного воздействия на горный массив, заключающийся в совокупности сложных взаимовлияющих виброэффектов, проявляющихся в угле и способствующих интенсивному трещинообразованию (рис. 1), приводящему к равномерному диффундированию метана из углепородного массива, его разгрузке, характеризуемой смещением в глубь массива порога уплотнения угля, а также, к изменению напряженного состояния, отжиму пласта, что в целом и снижает его газодинамическую активность [1-4]. Используя данный механизм в работе [1] была сформулирована физическая модель реализации виброэффектов в углепородном массиве.

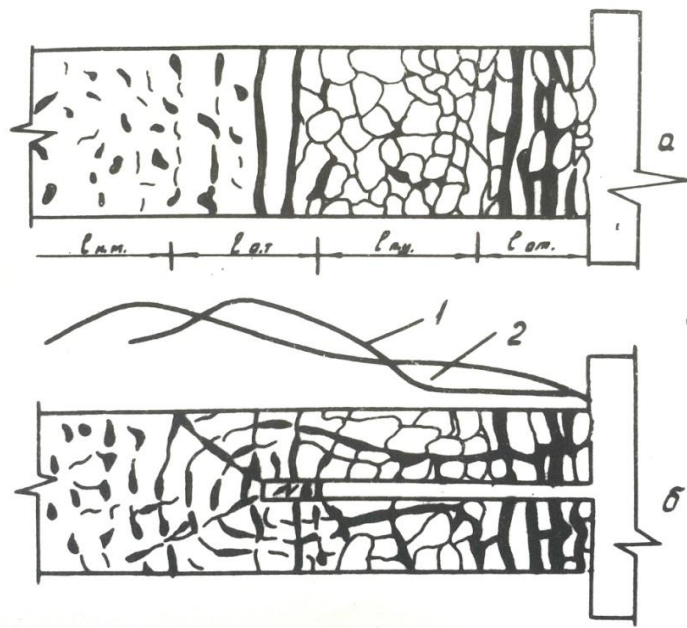


Рис. 1 Модель трещинообразования в призабойной области угольного массива до (а) и после (б) его виброобработки: $l_{н.м.}$ – зона нетронутого массива; $l_{от}$ – зона ориентированных трещин; $l_{н.у.}$ – зона перемятого угля; $l_{от}$ – зона отжатого угля; 1,2 – динамика начальной скорости газовыделения соответственно до и после виброобработки пласта.

Оценка разупрочнения массива при вибровоздействии была осуществлена с использованием критерия циклического усталостного разрушения, сущность которого заключается в энергетической оценке условий усталостного развития трещин по предельному значению энергии, поглощаемой материалом в результате гистерезиса, возникающего при каждом цикле вибропульсаций. В этой модели суммирования повреждений за меру прироста повреждения принимался прирост трещины от

воздействия каждой из частотной составляющей i -тона сложночастотного цикла виброн нагружения.

Критерий устанавливает аналитическую связь между количеством циклов пульсаций, напряжений, действующих в массиве вблизи источника вибровоздействия и, соответствующим приращением длины трещины с учетом свойств и состояния массива:

$$\frac{dl}{dN} = \frac{c(\Delta K)^\alpha}{(1 - R_u)K_c - \Delta K};$$

$$\Delta K = \Delta\sigma\sqrt{\pi l}; \Delta\sigma = \sigma_{max} - \sigma_{min};$$

$$K_c = \sqrt{\frac{2E\gamma_k}{(1-\mu)^2}}; R_u = \frac{\sigma_{min}}{\sigma_{max}}; \sigma = \sigma_g + \sigma_{cr},$$

где: c, α – постоянные циклической усталости угля, определяемые экспериментально; K_c – коэффициент интенсивности напряжений по Гриффитсу; γ_k – поверхностная эффективная энергия разрушения угля.

Значения численных параметров угля, входящие в рассмотренный критерий приведены в работах ИГТМ [3].

При этом, было установлено, что радиус эффективного влияния вибрирующей скважины определяется циклической усталостью угля с учетом свойств и состояния пласта, действующими в массиве напряжениями и продолжительностью вибрации, а изменение проницаемости и пористости массива в процессе виброобработки определяется установленной на основе модели линейного суммирования повреждений в угле зависимостью [1-4].

Связь характеристик накопления повреждений в угольном массиве с изменением пористости имеет вид:

$$m_t = m_0 + \frac{2c(1 - 2\mu)w}{1 + 2c(1 - 2\mu)w},$$

где:

$$w = \frac{\sigma\gamma H}{2cE_y} + 0,5N^\alpha,$$

w – функция поврежденности; m_t, m_0 – пористость в исследуемый момент времени t и в нетронутым массиве.

Выполненные исследования позволили разработать вибрационные способы снижения выбросоопасности [5].

Вибрационное воздействие на угольный пласт этим способом осуществлялось с помощью пневмовибраторов, помещаемых в предварительно пробуренные шпуров, и предназначено для снижения выбросоопасности при проведении подготовительных выработок по выбросоопасным пластам, не склонным к обрушениям (высыпаниям) угля с коэффициентом крепости не менее 0,6 по шкале М.М. Протодеяконом. К параметрам способа относятся: диаметр и глубина шпуров (далее - виброшпуров), расстояние между ними, частота и амплитуда вибрации, продолжительность виброобработки пласта. Диаметр виброшпуров принимают в зависимости от типа вибратора, но не более 80 мм; глубина виброшпуров особо опасных участках пластов - не более 2 м.

К применению допускаются вибраторы с частотой 45-150 Гц и амплитудой вибрации 0,5-1,5 мм. Расстояние между виброшпурами не должно превышать $2R_{эф}$. Количество виброшпуров в забое должно быть не менее трех.

Шпуры бурят на расстоянии не более 0,5 м от кутков с наклоном 5-7° в сторону массива, а остальные - параллельно оси выработки. Виброшпуры бурят на заданную глубину в два диаметра 42-43 мм, а затем их разбуривают до необходимого диаметра.

При использовании пневмовибраторов номинальное давление сжатого воздуха в трубопроводе должно быть не менее 0,4 МПа. Значения параметров вибровоздействия в зависимости от радиуса эффективного влияния виброшпура и его диаметра приведены в таблице 1.

Таблица 1

Параметры вибровоздействия на угольный пласт

Радиус эффективного влияния виброшпура, м	Диаметр Вибро-	Амплитуда вибрации, мм	Частота вибрации,	Продолжительность виброобработки, час
до 0,5	50	0,5-0,9	100-150	1
до 0,5	80	0,5-0,9	60-100	0,5
0,6-0,8	80	0,7-1,2	60-120	1,2
0,5-0,8	80	0,7-1,1	50-120	1,0
0,7-1,0	80	0,8-1,5	45-100	1,5

После виброобработки угольного забоя производят контроль газовой обстановки и при снижении концентрации метана в исходящем струе до уровня, предшествующего вибровоздействию, производят контроль эффективности способа. Контроль эффективности осуществляют по динамике начальной скорости газовыделения из шпуров или другим нормативным способом в соответствии с требованиями [5].

Библиографический список

1. Минеев С.П. Научные основы использования волновых и пульсационных эффектов для снижения газодинамической активности угольных пластов: Автореферат дис. ... д.т.н.-Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, 1996. – 36 с.
2. Потураев В.Н., Минеев С.П. Пульсационные и волновые эффекты в горном массиве. – Киев: Наукова думка, 1993.- 153 с.
3. Минеев С.П. Свойства газонасыщенного угля. – Днепропетровск: НГУ, 2009.- 220 с.
4. Лях В.В., Минеев С.П. Математическое моделирование вибровоздействия на газонасыщенный угольный массив // Прикладная механика и математика. Том 58. – Вып. 1, 1994. – С.69-76.
5. СОУ 10.1001740088.011-2005 «Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям.- Киев Минуглепром Украины, 2005.- 224 с.

Р.В. Слободянюк, гірничий факультет, V курс, група ГІВ-10-1М, науковий керівник проф., д.т.н. Блізнюков В.Г., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ВІДСТАНІ ТРАНСПОРТУВАННЯ НА ОПТИМАЛЬНУ СТРУКТУРУ ЕКСКАВАТОРНО-АВТОМОБІЛЬНОГО КОМПЛЕКСУ КАР'ЄРУ

Виконано імітаційне моделювання впливу відстані транспортування гірничої маси на оптимальне поєднання гірничо-транспортного встаткування в екскаваторно-автомобільному комплексі.

The influence of the distance of transportation of the rock mass on an optimal combination of mining and transport equipment in excavator-automobile complex was analysed by simulation modeling.

Вступ. Виймально-навантажувальні роботи і транспортування гірничої маси є ключовими процесами технології відкритої розробки родовищ корисних копалин і мають визначальний вплив на техніко-економічні показники гірничодобувних підприємств. Для забезпечення ефективної та правильної організації роботи екскаваторно-автомобільного комплексу з високими показниками використання обладнання у часі, велике значення має вибір обладнання з оптимальним узгодженням між об'ємом кузова автосамоскиду та об'ємом ковша екскаватора. Невідповідність цих параметрів екскаваторів та автосамоскидів є причиною низького завантаження вантажно-транспортного обладнання, значних організаційних і технологічних простоїв, перевантаження автосамоскидів, відчутного зростання долі ремонтних операцій у річному робочому часі устаткування і т.д.

Аналіз літературних джерел. Вплив на узгодження суміжних параметрів комплексу чинять як технічні характеристики виймально-навантажувального обладнання (маса і геометричні параметри екскаватора, тривалість циклу екскавації, місткість ковша), так і гірничотехнічні умови роботи комплексу (фізико-механічні властивості гірничої маси, параметри вибою екскаватора, відстань транспортування, параметри автодоріг, наявність ділянок з обмеженими умовами руху, якість дорожнього покриття, середньотехнічна швидкість руху, якість організації навантаження і розвантаження та ін.).

Встановленню ефективних параметрів екскаваторно-автомобільних комплексів присвячено достатню кількість теоретичних і практичних досліджень і, згідно з літературними джерелами, раціональне співвідношення параметрів екскаваторів і автосамоскидів на кар'єрах коливається від 3:1 до 6:1 [2]. Мінімально допустимим співвідношенням у одних дослідників виступає 2:1, у інших - 4:1, а максимально допустимим від 6:1 до 8:1 [3]. Роботи [1-2] присвячені питанню співвідношення об'ємів кузова автосамоскиду та ковша екскаватора за критерієм потенційного ресурсу несучої системи, що залежить від динамічних навантажень на опорні металоконструкції. Розглянуто їх вплив на тривалість періоду експлуатації транспорту між планово-попереджувальними ремонтами. У останніх роботах було наголошено на раціональному діапазоні співвідношень між об'ємом кузова транспортного засобу, що становить 5-7 об'ємів ковша екскаватора.

У роботі [4] досліджуються взаємозв'язки коефіцієнтів екскавації і наповнення ковша з щільнісними та фізико-механічними властивостями гірничої маси у масиві,

коефіцієнтів використання різних типів обладнання у залежності від кількості транспорту для забезпечення роботи екскаватора та відстаней транспортування.

У роботах багатьох дослідників [5-8] вирішуються питання планування і вдосконалення роботи екскаваторно-автомобільних комплексів. Роботи 80-90-х років минулого століття містять матеріали узагальнення статистичних даних про роботу гірничотранспортних комплексів кар'єрів, результати досліджень з проблеми використання в одному транспортному потоці різнотипних кар'єрних автосамоскидів, теоретичні обґрунтування методів визначення раціональних параметрів гірничотранспортного комплексу [43].

Загалом, у науково-технічній літературі відомо мало робіт, присвячених обґрунтуванню раціональних параметрів екскаваторно-автомобільного комплексу методами імітаційного моделювання.

Мета роботи - дослідження впливу співвідношення технологічних об'ємів виймально-навантажувального та транспортного обладнання та відстані транспортування на продуктивність та економічну доцільність екскаваторно-автомобільного комплексу.

Матеріали і результати досліджень. Технологічні простої екскаватора при маневрах автотранспорту у вибої є невідворотнім явищем, але у випадку зваженого та точного моделювання взаємоузгодження різних типів виймально-навантажувального та транспортного устаткування, з урахуванням вартості їх експлуатації та конкретних гірничотехнічних умов, можна обрати комплекс з найбільш раціональними межами використання за потрібним критерієм.

В даному дослідженні таким критерієм виступає найбільш вірогідна відстань транспортування при використанні конкретного обладнання.

З метою дослідження впливу співвідношення об'ємів ковша екскаватора та кузову автосамоскиду на продуктивність та економічну доцільність екскаваторно-автомобільного комплексу, в залежності від відстаней транспортування, була побудована наступна імітаційна модель (рис. 1).

Поставлену задачу можна інтерпретувати у термінах GPSS (мова імітаційного моделювання) наступним чином. Транспортні засоби розглядаються, як транзакти, які здійснюють рух по моделі. Одному транспортному засобу відповідає один транзакт моделі. Місця навантаження (екскаваторні вибої), де можливе одночасне обслуговування лише одного транзакту, моделюються, як одноканальний пристрій(ОКП). Місця, де відбувається паралельне обслуговування кількох транзактів (ЦПТ) – як багатоканальні пристрої (БКП). Ємність БКП (число каналів) дорівнює максимальній кількості транзактів, що обслуговуються одночасно. Додатково використовується попередня підпрограма введення даних та моделюються вплив простоїв екскаватора, під час маневрувань автосамоскидів у вибої, на роботу комплексу.

Модель включає 2 сегменти: сегмент, моделюючий роботу автосамоскидів і сегмент – таймер. Час у моделі вимірюється у секундах. Блок-схема сегментів моделі показана на рис. 1. Вихідні дані - інформація про роботу пристроїв, черги до них, відстані транспортування та швидкість руху автосамоскидів.

Практичний інтерес полягає в дослідженні впливу на продуктивність комплексу відстані транспортування та типу основного обладнання.

При моделюванні кількість автосамоскидів, обслуговуючих екскаватор, змінювалась від 1 до 18, а відстань транспортування від 1 до 10 кілометрів.

Розглянуто дві групи варіантів екскаваторно-автомобільного комплексу, що відрізняються типом основного обладнання. У першому в якості виймально-навантажувального обладнання використовується екскаватор ЕКГ-10, у другому - ЕКГ-

12,5. Кожен з варіантів містить по 3 підваріанти, що відрізняються типом транспортного обладнання (автосамоскиди з вантажопідйомністю 90т, 120т, 160т).

У виконаному дослідженні розподіл часу руху і вантаження автосамоскидів змінювався за рівномірним законом. За результатами імітаційного моделювання розраховувалася фактична продуктивність екскаваторно-автомобільного комплексу та приведені витрати на 1 м³ гірничої маси.

Аналіз результатів моделювання виконувався по двом групам, що відрізнялись типом виймально-навантажувального обладнання. У всіх варіантах відбувалось зростання експлуатаційної продуктивності екскаватора у міру збільшення кількості автосамоскидів, досягаючи 2,8-3,4 тис.м³/зм. На рис. 2 наведено результати моделювання роботи екскаваторно-автомобільного комплексу, що складається з екскаватора з ємкістю ковша 10 м³ і автосамоскидів вантажопідйомністю 160 т.

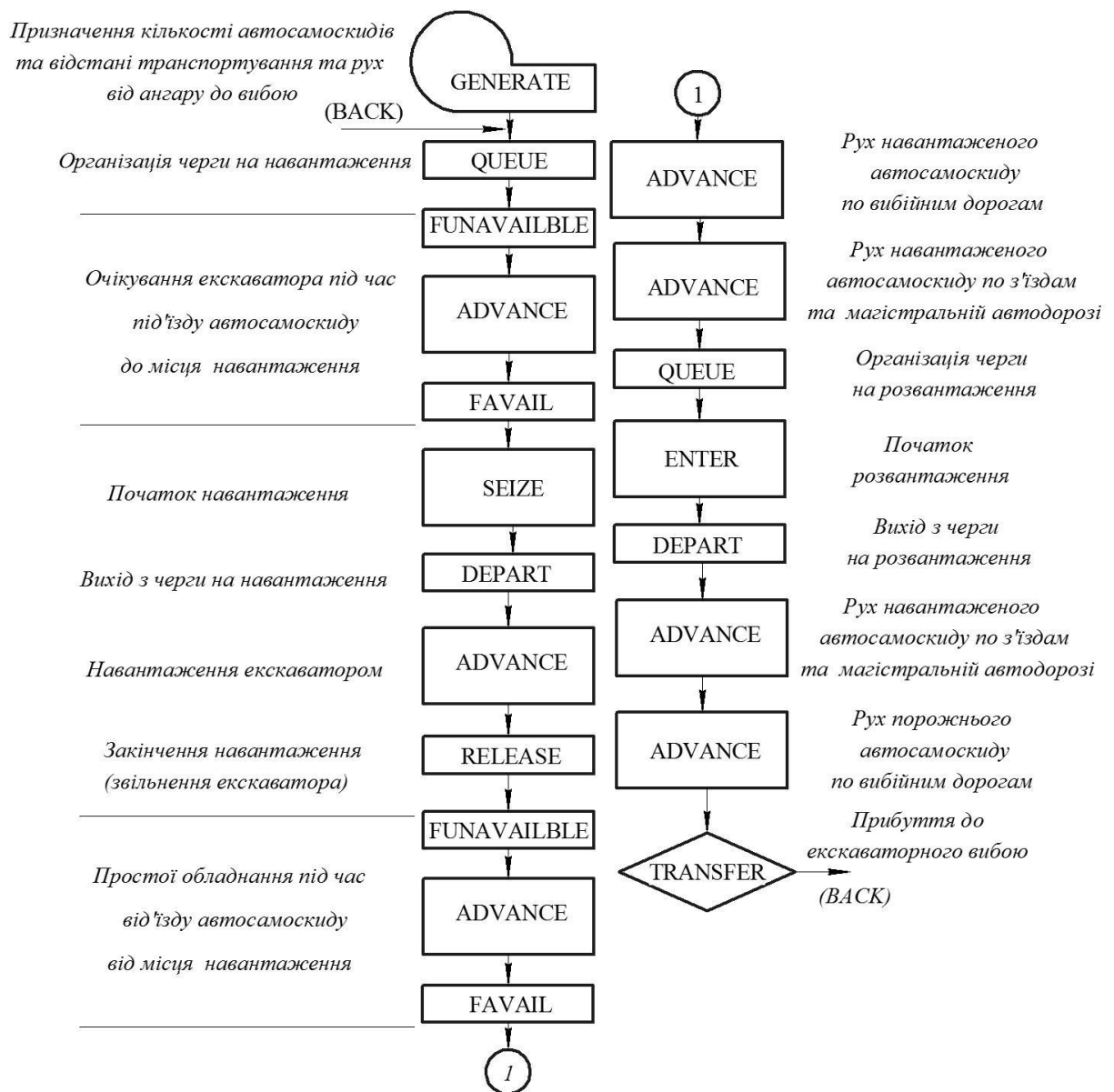


Рис. 1 Модель екскаваторно-автомобільного комплексу

При цьому, для обох груп існує закономірність досягнення потенційно більшої змінної продуктивності комплексами, в яких використовують автосамоскиди більшої вантажопідйомності. Так, середня різниця продуктивності екскаватору з автосамоскидами 90т та 160т сягає $380 \text{ м}^3/\text{зм}$ (ЕКГ-10) і $325 \text{ м}^3/\text{зм}$ (ЕКГ-12,5). Це спричинено зростанням часу основної роботи екскаватору, внаслідок зменшення загальної тривалості маневрових операцій автосамоскидів у вибої під час зміни.

Проведений розрахунок питомих приведених витрат ($\text{USD}/1\text{м}^3$ видобутої гірничої маси) показав (рис. 3), що перехідний момент в економічній доцільності використання комплексу настає за довжини відстані транспортування 4,8-5,5 км. За більшої довжини використання автосамоскидів вантажопідйомністю 160т завжди доцільніше, ніж моделей меншої вантажопідйомності.

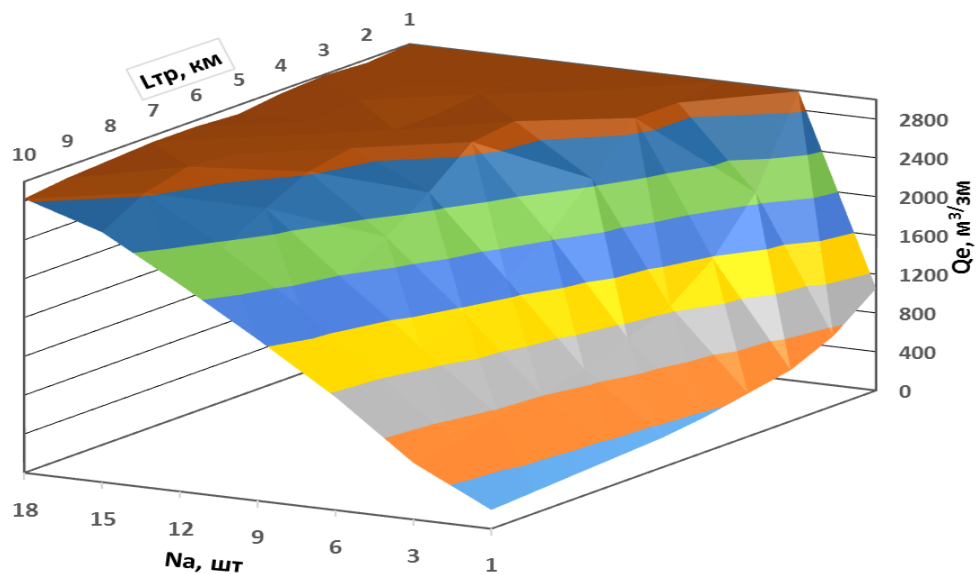


Рис. 2 Графік залежності продуктивності екскаваторно-автомобільного комплексу (Q_e) від кількості автосамоскидів (N_a) і відстані транспортування гірничої маси (L_{tr}).

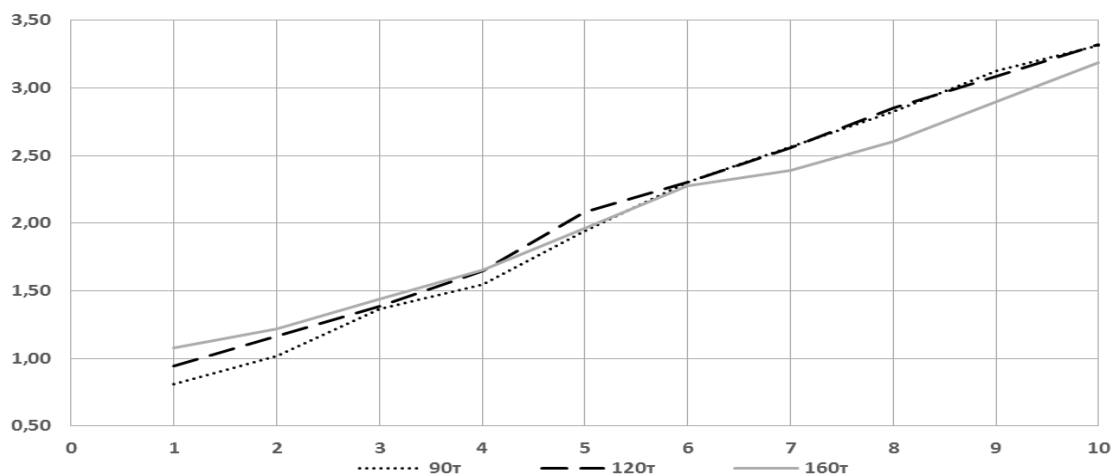


Рис. 3 Залежність приведених питомих витрат ($\text{USD}/1\text{м}^3$ видобутої гірничої маси) на виймально-навантажувальні та транспортні роботи від відстані транспортування і типу автосамоскидів у комплексі, що використовує екскаватор ЕКГ-10.

При відстані транспортування, що не перевищує 3-3,4 км, автосамоскиди найменшої вантажопідйомності (90т) показують кращий результат.

Тобто, можна сформувати умовну перехідну область зменшення економічної різниці у використанні різнотипових автосамоскидів, початкова границя якої відзначається відстанню 3,0-3,4 км, а кінцева – 4,8-5,5 км. В області проявляються невеликі зони з максимальною доцільністю використання автосамоскидів з вантажопідйомністю 120т.

Висновки

1. Розроблена імітаційна модель, що дозволяє проводити оцінку впливу типу виймально-навантажувального і транспортного обладнання та відстані транспортування гірничої маси на роботу екскаваторно-автомобільного комплексу кар'єру.

2. Встановлено, що існує потенціал у досягненні високої продуктивності екскаватора за умови використання автосамоскидів більшої вантажопідйомності, оскільки час основної роботи виймально-навантажувального обладнання зростає при зменшенні сумарної тривалості маневрових операцій транспорту у вибої під час зміни.

3. Наочно показано, що для кожного типу екскаваторно-автомобільного комплексу існують економічно доцільні межі використання в залежності від відстані транспортування. Автосамоскиди більшої вантажопідйомності мають значний потенціал у раціональному використанні за значних відстаней транспортування.

Бібліографічний список

1. Хорешок А.А. Определение оптимального соотношения сопряженных параметров карьерных экскаваторно-автомобильных комплексов / А.А. Хорешок, Д.В. Стенин // Вестник КузГТУ. - 2007. - №5. - С. 3-4.

2. Васильев М.В. Автомобильный транспорт карьеров / М.В. Васильев, З.Л.Сироткин, В.П. Смирнов. - М.: Недра, 1973. - 280с.

3. Кулешов А.А. Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров / А.А. Кулешов. - М: Недра, 1980.

4. Веснин А.В. Пути повышения эффективности работы экскаваторно-автомобильных комплексов в сформировавшихся специфических условиях карьеров криворожского региона / А. В. Веснин // Вестник НТУ "ХПИ". – 2014. – № 9 (1052). – С. 113-119.

5. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Веницкий, Н.Н. Мельников и др. – М.:Горное бюро, 1994. 590с.:ил.

6. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования / Дриженко А.Ю., Козенко Г.В., Рыкус А.А. — Полтава: Полтавський літератор, 2009. —452 с.

7. Астафьев Ю.П., Полищук Г.К., Горлов Н.И. Планирование и организация погрузочно-транспортных работ на карьерах - М.: Недра, 1986. —186 с.

8. Монастырский Ю.А., Систук В.А. Определение причин потерь рабочего времени экскаваторно-автомобильных комплексов на Петровском карьере ОАО «ЦГОК» // Разработка рудных месторождений № 94 Кривой Рог, 2011. - С. 293-297.

Барановський А.Ю., студент 1 курсу ОКР спеціаліст, Левицький В.Г., ст. викладач кафедри маркшейдерії, Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ УМОВ І ЗАХОДІВ БЕЗПЕЧНОЇ ПІДРОБКИ БУДІВЕЛЬ ТА СПОРУД

Розглянуті різні види деформацій земної поверхні, їх вплив на порушення стійкості споруд і будівель. Представлені особливості при підробки споруди декількома пластами.

Different types of deformations of the earth's surface, their impact on violation of the stability of buildings and structures. Presented at counterfeiting features built several layers.

Вступ. Проведення гірничих робіт під територіями, які охороняються, називають підробкою. При розробці родовищ корисних копалин під впливом пустот, що утворюються в гірничому масиві, внаслідок осушення порід проходить зміна напруженого стану гірничих масивів, порушення рівноваги, переміщення і деформування вміщуючих порід.

На сьогодні в деяких районах країни підробка забудованих територій ведеться на значній глибині (до 1000 м і більше). Систематично підробляються цілі житлові масиви таких міст, як Горлівка, Стаханів, Торез, Червоноград.

Аналіз літературних джерел. Дослідженнями з даної теми займаються Антипенко Г.О. [1], Гаврюк Г.Ф. , Назаренко В.О. [3], Філатєв М.В. [4].

Мета роботи. Дослідження умов процесу зрушення земної поверхні внаслідок здійснення розробки родовищ підземним способом і визначення заходів з охорони будівель і споруд.

Матеріали і результати досліджень. Визначення умов безпечної підробки будівель та споруд і вибір мір охорони для них оснований на порівнянні розрахункових деформацій земної поверхні з допустимими та граничними деформаціями (показниками сумарних деформацій) для об'єктів.

Допустимими деформаціями земної поверхні прийнято вважати деформації, які спроможні визвати в спорудах порушення, при яких після поточних ремонтних і налаштовувальних робіт вони зможуть експлуатуватися за своїм прямим призначенням.

У кожного об'єкта, в залежності від його призначення та геометричних параметрів, виділені найбільш впливові деформації для порівняння їх з допустимими (наприклад, для високих об'єктів – нахили та кривизна, для довгих – горизонтальні деформації).

Для визначення умов безпечної підробки споруди окремим пластом використовують безпечну глибину розробки, нижче якої гірничі роботи не викликають у спорудах деформацій вище допустимих. На горизонтах, що розташовані нижче безпечної глибини, роботи можуть проводитись без застосування мір охорони. У залежності від того, які деформації для споруди є найбільш небезпечними, безпечну глибину розраховують за наступними формулами:

- якщо у якості допустимих прийняті горизонтальні деформації:

$$H_{\delta} = \frac{m}{k_{\varepsilon}[\varepsilon_{\delta}]},$$

— якщо у якості допустимих прийняті нахили:

$$H_{\sigma} = \frac{m}{k_i [i_{\sigma}]},$$

де m – потужність пласта;

$[\varepsilon_{\sigma}]$, $[i_{\sigma}]$ – показники допустимих горизонтальних деформацій та нахилів;

k_{ε} , k_i – коефіцієнти, які визначають у залежності від району ведення гірничих робіт та кута падіння пласта.

Для підроблюваних цивільних будівель найбільш небезпечними є горизонтальні деформації земної поверхні.

При проведенні гірничих робіт вище безпечної глибини слід визначати розрахункові деформації та шляхом порівняння їх із допустимими визначати варіанти сумісного чи роздільного застосування гірничих чи конструктивних мір охорони. При підробці споруди декількома пластами визначення умов безпечної розробки за допомогою безпечної глибини може виконуватись тільки для пласта, який розробляється першим. При підробці споруди наступним пластами безпечні умови підробки визначають порівнянням допустимих деформацій (показника сумарних деформацій) з розрахунковими або вірогідними залежно від наявності плану відпрацювання пласта.

Для визначення умов безпечної підробки споруди слід розрахувати безпечну глибину розробки H_{σ} та проаналізувати, на яких ділянках пласта можна вести роботи без застосування мір охорони, а де їх вживання буде обов'язковим (рис. 1).

Таким чином, можна навести послідовну схему визначення мір охорони для споруд, що підлягають підробці (рис. 2).

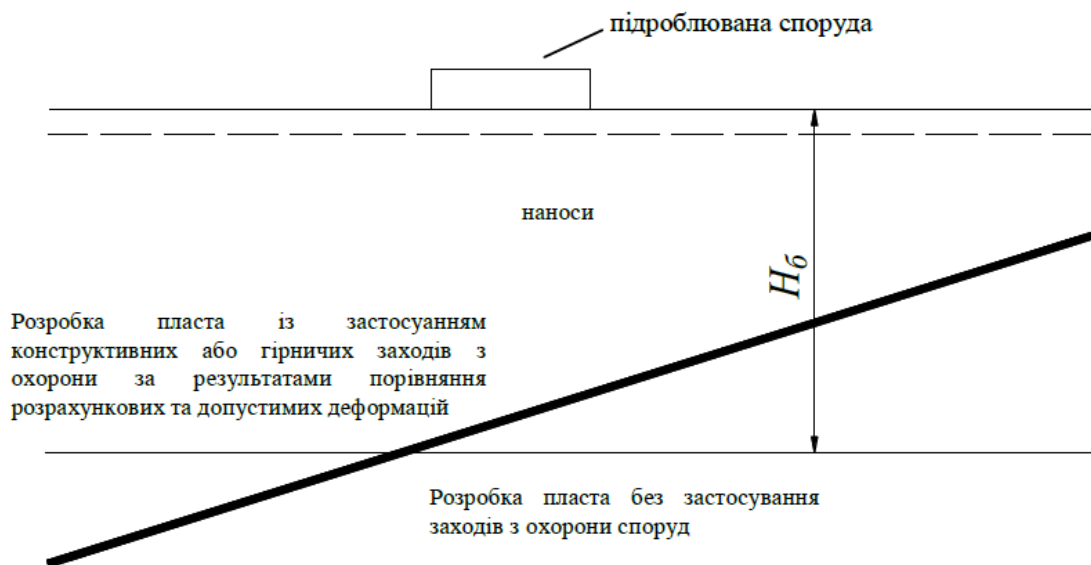


Рис. 1. Використання безпечної глибини при визначенні умов безпечної підробки споруди

Існують наступні заходи з охорони споруд та об'єктів:

- а) гірничі заходи охорони;
- б) конструктивні заходи охорони;
- в) тимчасова зміна характеру експлуатації підроблюваного об'єкта на період виникнення небезпечних деформацій;
- г) залишення охоронних ціликів.



Рис. 2. Схема до визначення мір охорони споруд, що підроблюються

До гірничих заходів з охорони відносять такі:

- використання закладки виробленого простору породою або спеціальною закладальною сумішшю;
- часткова виїмка вугілля за площею (рис. 3, а) чи потужністю;
- виймання, яка виключає сумування деформацій (гармонічне відпрацювання свит пластів) (рис. 3, б);
- розробка вугільних пластів з розривом у часі більше загальної тривалості процесу зрушення від одного пласта (рис. 3, в);
- відпрацювання вугільного пласта у декілька етапів (рис. 3, г);
- розташування гірничих виробок, при якому об'єкт, що охороняється, буде попадати в плоске дно мульди зрушення.

Ефективність вищевказаних гірничих заходів з охорони різна і залежить насамперед від гірничо-геологічних умов підробки об'єктів. Так, наприклад, використання такої міри, як закладка виробленого простору породою та спеціальною сумішшю значно зменшує величини зрушень і деформацій земної поверхні.

Вибір заходів охорони споруд та об'єктів при розробках вугільних пластів регламентується "Правилами підробки". При цьому гірничі заходи з охорони застосовують для зменшення деформацій земної поверхні. У складеному проекті виконують розрахунок очікуваних деформацій, знаходять коефіцієнт зменшення деформацій, який дорівнює відношенню величин допустимих деформацій для об'єкта до максимальних. Після цього вибирають раціональний спосіб вилучення вугілля в зоні впливу на охоронний об'єкт.

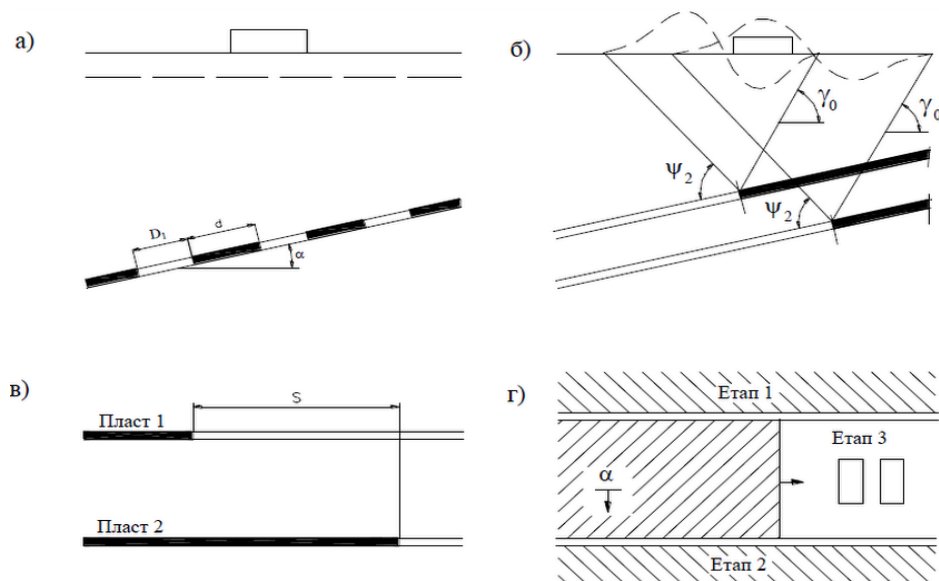


Рис. 3. Ілюстрація до гірничих заходів охорони споруд

До конструктивних заходів з охорони відносять наступні:

- розділення будівель деформаційними швами на окремі відсіки;
- підсилення підроблюваного об'єкта металевими тяжами;
- випрямлення наземної частини будівлі за допомогою домкратів;
- збільшення кількості опор міжповерхових перекриттів;
- обладнання трубопроводів компенсаторами;
- підсіпка залізничного полотна та ін.

Використання третього способу заходів з охорони – тимчасової зміни характеру експлуатації об'єкта можливо у випадках, коли заздалегідь плануються ремонтні роботи, що передбачають тимчасове припинення експлуатації об'єкта або часткове обмеження деяких елементів роботи, наприклад, обмеження швидкості руху поїздів тощо.

Залишення охоронних ціликів передбачене у випадках, коли інші заходи з охорони неефективні (не можуть гарантувати нормальну експлуатацію об'єкта) або є економічно недоцільними.

Висновки. В ході досліджень були розглянуті умови процесів зрушення земної поверхні, розглянуті найбільш небезпечні деформації для різних об'єктів. Було визначено безпечну глибину розробки, нижче якої гірничі роботи не викликають у спорудах деформацій вище допустимих. Представлені основні види захисту об'єктів та споруд, та області їх застосування.

Бібліографічний список

1. Антипенко Г.О. Гірнична геометрія. – Дніпропетровськ, НГУ, 2003. – 265 с.
2. ГСТУ 101.00159226.001 – 2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. – Вид. офіц. – Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с.

3. Антипенко Г.О. Маркшейдерські роботи при будівництві шахт та підземних споруд: Навчальний посібник / Г.О. Антипенко, Г.Ф. Гаврюк, В.О. Назаренко. – Дніпропетровськ: НГУ, 2004. – 106 с.

4. Филатьев М.В. Влияние повторной подработки на параметры мульды оседания земной поверхности / Н.И. Антощенко, О.В. Князьков, М.В. Филатьев // Уголь Украины. – 2012. - № 12. – С. 4 – 6.

УДК 624.1

Кравець В.Г., д.т.н., проф., Зайченко С.В., д.т.н., доц., Вовк О.О., д.т.н., доц., Йожиков А.В., студ. гр. ОС-31м.

Національний технічний університет України “Київський політехнічний інститут”, м. Київ, Україна.

ФОРМУВАННЯ ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПРИКОНТУРНИХ ГРУНТОВИХ МАСИВІВ ПІДЗЕМНОГО ТУНЕЛЮ ЕЛЕКТРОХІМІЧНИМ МЕТОДОМ

В данной статье рассмотрена проблема ведения строительства в песчано-глинистых грунтах, и было представлено решение в виде электрохимического закрепления для влияния на крепостные характеристики грунтовых оснований.

In this article it was showed problem of construction in the sandy-clay soil, and it was represented the solution reached by using electroosmotic fixing to influence the characteristics of fortified ground.

Будівництво підземних споруд і тунелів є пріоритетним напрямком розвитку для великих міст.

Ведення гірничо-будівельних робіт в піщано-глинистих породах у ряді випадків суттєво ускладнено через дуже низькі параметрів міцності цих порід, особливо у волого насиченому стані. Такі труднощі характерні для об'єктів будівельних галузей: промислового і цивільного, автомобільного та залізничного будівництва, метро- та тунелебудування.

Процес перетворення ґрунтів поширеними методами (струменевою цементацією, трамбуванням, вибухом, термічною обробкою) супроводжується значними витратами матеріалів і енергії з малою часткою корисної дії. Унікальність глинистих ґрунтів як об'єкта впливу полягає в поєднанні низької міцності і низької проникності. Для впливу на їх властивостями неефективними є ін'єкційні методи, оскільки цементні, хімічні розчини і смоли не вдається закачати в ґрунтовий масив.

Застосування електрохімічної обробки для зміни міцнісних і деформаційних характеристик глинистих ґрунтів знайшло своє застосування при зведенні наземних споруд [1, 2]. Сутність якої полягає в пропущенні через ґрунт постійного електричного струму, а також введення електроліту, використання якого призводить до цілого ряду фізико-хімічних процесів, що ведуть до осушення і зміцнення ґрунту. Враховуючи те, що електрохімічна обробка є ефективним способом зміцнення глинистих ґрунтів при цьому, не вимагає застосування складного обладнання, її застосування являє собою інтерес при зведенні підземних споруд.

Унікальність глинистих ґрунтів як об'єкта впливу полягає в поєднанні низької міцності і низької проникності. Для впливу на їх властивостями неефективними є

ін'єкційні методи, оскільки цементні, хімічні розчини і смоли не вдається закачати в ґрунтовий масив.

При дослідженні електрохімічних процесів що проходять в ґрунтах прикладами, яких є електрохімічна обробка ґрунтів або катодний захист підземних споруд, необхідне рішення задачі встановлює взаємозв'язок основних технологічних параметрів геотехнічної системи, а саме, розподіл напружень вздовж електродів і в займаному ними обсязі [3]. Відмінною особливістю застосування електрохімічної обробки є формування нових геотехнічних властивостей ґрунтових масивів для максимально можливого обсягу, що дозволить максимально перерозподілити напруги від впливу навантажень. Для умов підземного будівництва це можливо за рахунок подачі одного з полюсів на щит і розташування одного з електродів уздовж осі тунелю (рис. 1). З цілю досягнення максимальної щільності ґрунту по контуру обробки тунелю для анода використовується корпус щита, а для катода (дренажу) використовується перфорована металева труба.

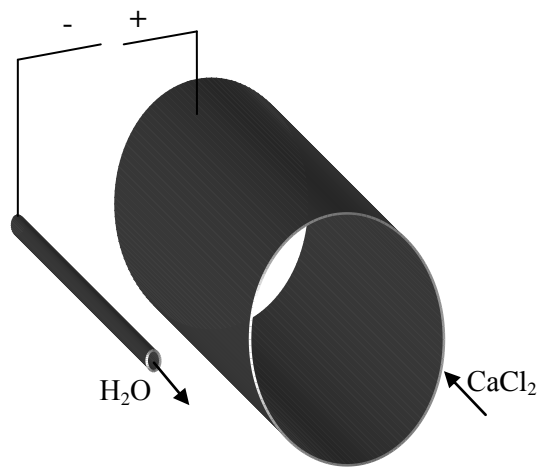


Рис. 1 Схема електрохімічної обробки приконтурних ґрунтових шарів тунелю

Для визначення параметрів розподілу електричного поля застосуємо відоме рішення для двох металевих циліндрів, що знаходяться під дією постійної напруги U з різними радіусами r_1, r_2 осі, яких розташовані на відстані d (рис. 2).

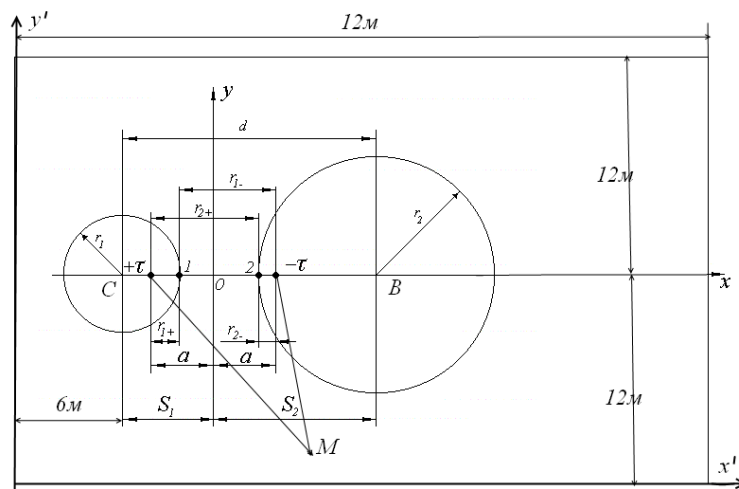


Рис. 2 Схема розрахунку напруженості між щитом і електродом

Для визначення напруги в точці M розглянемо масив з перерізом $24\text{ м} \times 24\text{ м}$ в декартовій системі $x'oy'$ з центрами дренажної свердловини $C(6; 12)$ і осі щита $B(6+d; 12)$. Напруження в точці M :

$$E_M = \frac{\tau a}{\pi \epsilon \epsilon_0 \sqrt{(x' - (6 + r_1 - r_{1+}))^2 + (y' - 12)^2} \sqrt{(x' - (6 + d - r_2 + r_{2-}))^2 + (y' - 12)^2}},$$

де τ - лінійна щільність заряду; a - половина відстані між електричними осями $+\tau$ і $-\tau$; ϵ_0 - електрична постійна; ϵ - відносна діелектрична проникність.

На рис. 3 наведено розподіл напруги навколо виробки при застосуванні одного – a , двох – $б$, трьох – $в$ и чотирьох – $г$ електродів. Досвід використання електрохімічної обробки для збільшення міцних показників показує, що мінімальне значення напруги при якому протікає процес дорівнює $U_{min}=0,2$ В/см. Для зображення площі електрохімічної обробки на рис. 3 значення розподілу напруги обмежено до U_{min} .

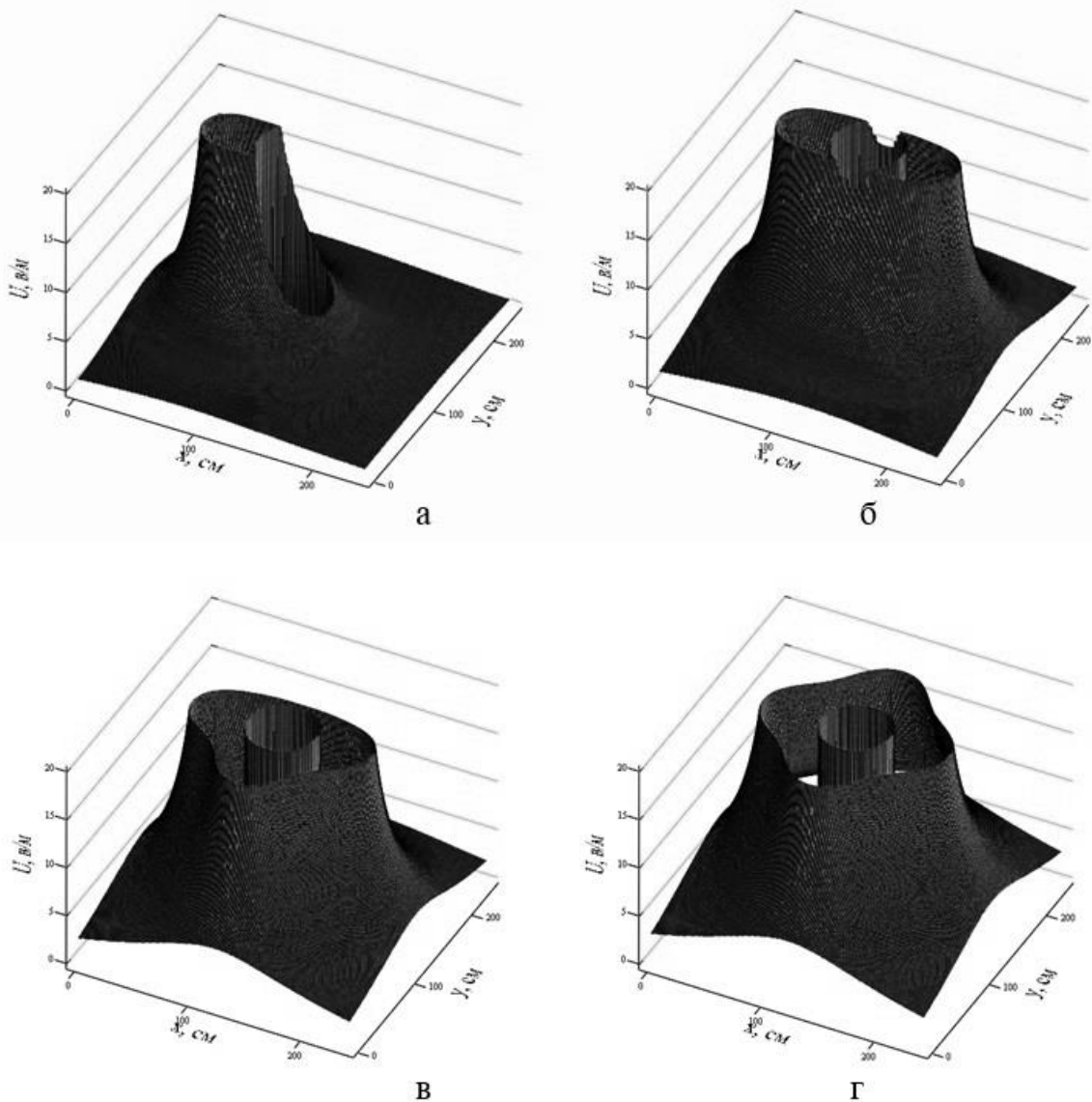


Рис. 3 Розподіл напруги при різній кількості електродів

Аналіз наведених графіків свідчить про недоцільність застосування одно-, двох катодного схеми (рис. 3, а, б) обробки з причини часткової зміни властивостей ґрунтів

по контуру виробки. При застосуванні трьох і більше катодів досягається повна обробка прилеглому контуру, що дозволить істотно підвищити міцнісні властивості ґрунтів і як наслідок зменшити осадку і деформації підземного тунелю.

Результати комп'ютерного моделювання ґрунтової моделі наведенні на рис. 4. Моделювання проводились у програмному комплексі PLAXIS 3D Tunnel.

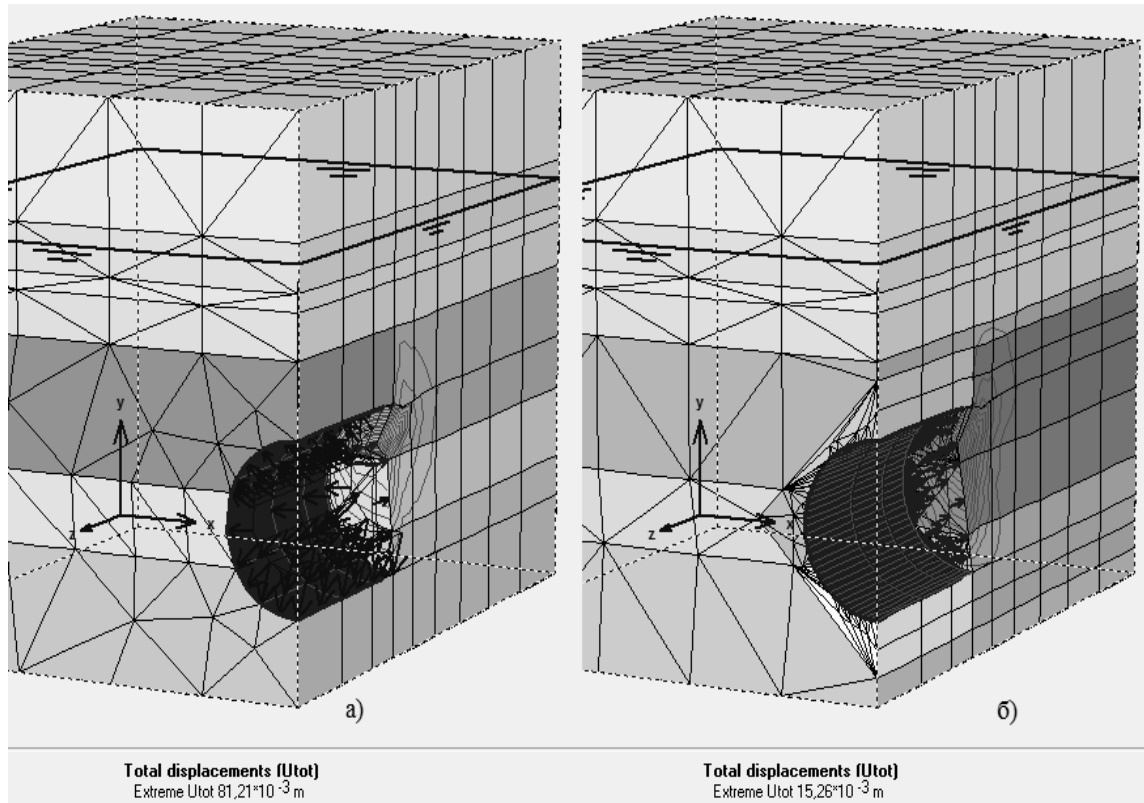


Рис. 4. Осадка до і після закріплення

Аналіз наведених результатів свідчить про те, що міцнісні характеристики закріпленого ґрунту змінились і ґрунт набув нових властивостей, і як наслідок осадка зменшилась з $81,21 \cdot 10^{-3}$ м. до $15,26 \cdot 10^{-3}$ м.

Бібліографічний список

1. Жинкин, Г. Н. Электрохимическая обработка глинистых грунтов в основаниях сооружений / Г. Н. Жинкин, В. Ф. Калганов. М.: Стройиздат. -1980.- 164 с.
2. Способы и устройства электрохимического закрепления неустойчивых грунтов (аналитический обзор) / О. В. Серова, А. А. Смирнова ; под ред. С. М. Простова ; ГУ КузГТУ; РАЕН (ЗСО). Кемерово. - 2009. - 212 с.
3. Бекман В. Катодная защита : справочник : пер. с нем. / В. Бекман ; пер. Е. К. Бухман ; ред. пер. И. В. Стрижевский. - М. : Металлургия, 1992. - 176 с.

Маштакова К.В., студент, Яковлева К.С., студент, Масленников С.А., канд. техн. наук, зав. каф. «Строительство и техносферная безопасность», ИСОиП (филиал) ДГТУ, г. Шахты, Россия

СОКРАЩЕНИЕ СРОКОВ СООРУЖЕНИЯ ВЫРАБОТОК, ЗАКРЕПЛЯЕМЫХ КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПЬЮ

Рассмотрен опыт сокращения сроков строительства пересадки со ст. «Трубная» на ст. «Цветной Бульвар» сооружаемой сотрудниками ООО СМУ-10 Метростроя. Выработки крепились комбинированной сталебетонной крепью.

The experience of the reduction of construction time to transplant Art. "Pipe" at the station. "Color boulevard" built by members of SMU-10 Metrostroi. The production of reinforced concrete fastened combined bolting.

Московский метрополитен является, наряду с Пекинским, крупнейшим в мире по суточному пассажиропотоку. В 2012 году среднесуточный пассажиропоток составил 6,73 млн чел, а пиковый — 9,28 млн (29 ноября 2012). Плотность пассажиропотока Московского метрополитена в час пик достигает 7,7 человека на 1 м² площади вагона. Это почти в два раза выше нормы. Темп строительства Московского метрополитена отстаёт от темпа роста пассажиропотока. В соответствии с принятым решением о сокращении сроков строительства ст. «Трубная» Люблинско – Дмитровской линии Московского метрополитена были изменены установленные ранее сроки сдачи пересадки со ст. «Трубная» на ст. «Цветной Бульвар», включая, сооружаемые ООО СМУ-10 Метростроя, машинное помещение (предназначено для установки 4-х машин эскалаторов типа E25T), камеру лестничных спусков и ходки над путями (см. рис. 1).

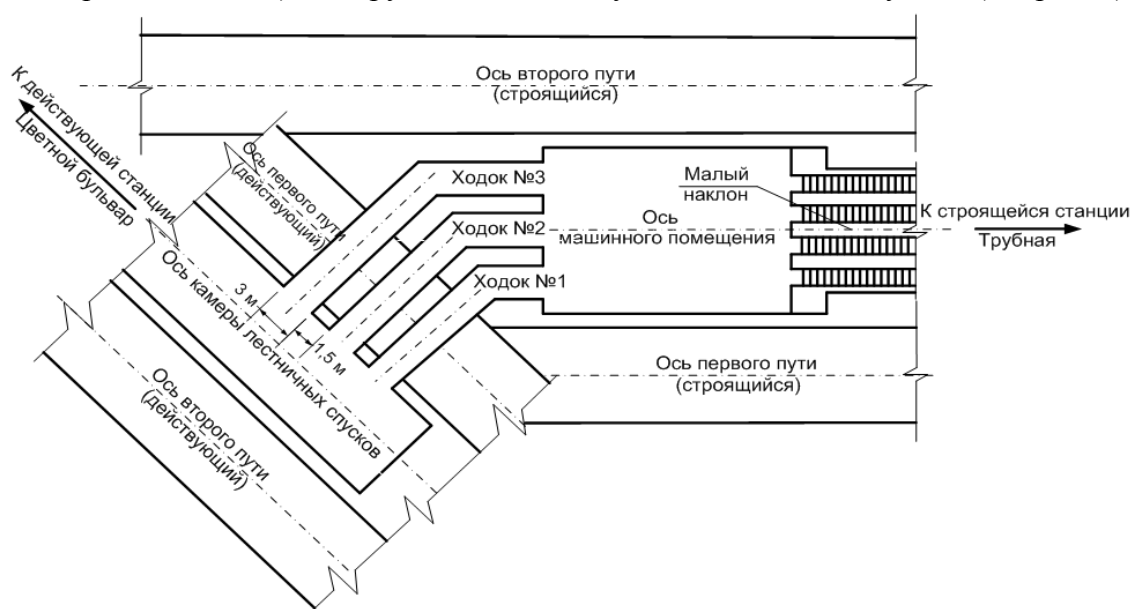


Рис. 1. Общее расположение ходков и помещений

К 10.04.2007 г. было полностью окончено сооружение основных конструкций (крепи) в машинном помещении. Ходок №3 был пройден со стороны машинного помещения, начались работы по сооружению ходка №1. Ещё предстояло разработать 300 м³ грунта представленного известняком средней прочности, в основной части

сечения и глинистым мергелем в шельге свода ходков (см. рис. 3). Проходка осложнялась запретом на ведение взрывных работ при подходе на расстояние менее 4-х метров к перегонному тоннелю.

Наиболее сложное положение складывалось с возведением внутренних конструкций в машинном помещении и проходкой трёх ходков над путями. По согласованию со специалистами из ЗАО «УСР Мосметростроя», выполняющими работы по возведению зонтов и отделки, и в соответствии с новыми сроками, сдача собственно части помещения, предназначенной для машин эскалаторов, была запланирована на 18 мая 2007 г. Сдача машинного помещения в полном проектном объёме под монтаж отделки – 10 июня 2007 г.

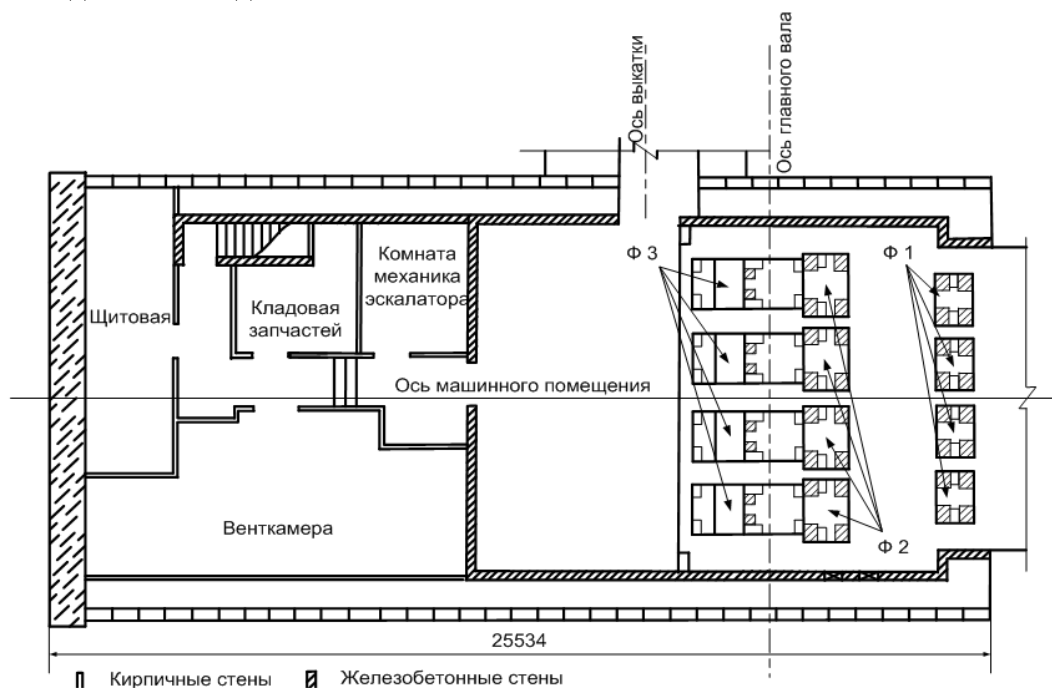


Рис. 2. Внутренние конструкции, план

Наиболее ответственным процессом являлось возведение фундаментов и установка закладных деталей под подъёмные машины. Здесь допуски достигали -10 и ± 1 мм соответственно. Сходные по типу фундаменты в вестибюле потребовали почти месяца напряжённой работы и многократных переделок. Поэтому подготовке к сооружению фундаментов было уделено особое внимание.

Анализ опыта возведения опалубки под фундаменты из досок доказал свою неэффективность. Велики затраты времени, сложно добиться высокого качества – гладкой поверхности, трудно оставлять внутренние фигурные полости. В связи с этим было принято решение использовать ламинированную фанеру толщиной 18 мм. При этом наибольшие опасения вызывала «жесткость» материала. Так при сооружении фундаментов на станции «Маяковская» в нескольких местах опалубку выдавило и, при высоте фундаментов до 1260 мм, отклонения от вертикали достигали 50 мм – результат отсутствия опыта работы с более податливым, чем доски, материалом.

Все подготовительные работы – разработка чертежей, заготовка деталей опалубки, арматуры и т. д. – были проведены заблаговременно в специализированных цехах на поверхности.

После того как бетон в жесткое основание уложили до уровня подошвы фундаментов, 16.04.2007 приступили к разметке. После раскладки коробов по внутренним углам установили по анкеру, короба сняли, ориентируясь на закрепленную, на анкерах, леску, связали арматурные каркасы, далее короба вновь установили,

«надев» сверху. Такой приём существенно сократил время и облегчил работы по вязке арматуры. Особое внимание было уделено установке распорок и опорных брусев.

Повышенное внимание к выполняемым работам, своевременное планирование и предварительная подготовка на уровне ИТР, а также творческий подход к выполнению проявленный рабочими позволил полностью окончить возведение фундаментов к 30.04.2007, в соответствии с требованиями допусков, без переделок и с минимальными трудозатратами.

Сдача пешеходных ходков в полном проектом объёме под монтаж отделки должна была быть осуществлена в следующие сроки:

- ходок №1 – 15 июня 2007 г
- ходок №2 – 15 июля 2007 г
- ходок №3 – 15 июня 2007 г.

Время, затраченное на проходку и крепление уже сооружённых частей ходков показывало невозможность уложиться в указанные сроки, к тому же их строительство требовало транспортирования значительных объёмов породы (всего 360 м³), бетона (200 м³), арматуры (11,1 тонны) значительной длины, листов металоизоляции (120 м²), что осложняло и сдерживало работы в сопрягающихся выработках, через которые и осуществлялась доставка. Таким образом, сооружение ходков в минимальные сроки было неременным условием сдачи комплекса выработок пересадки в срок.

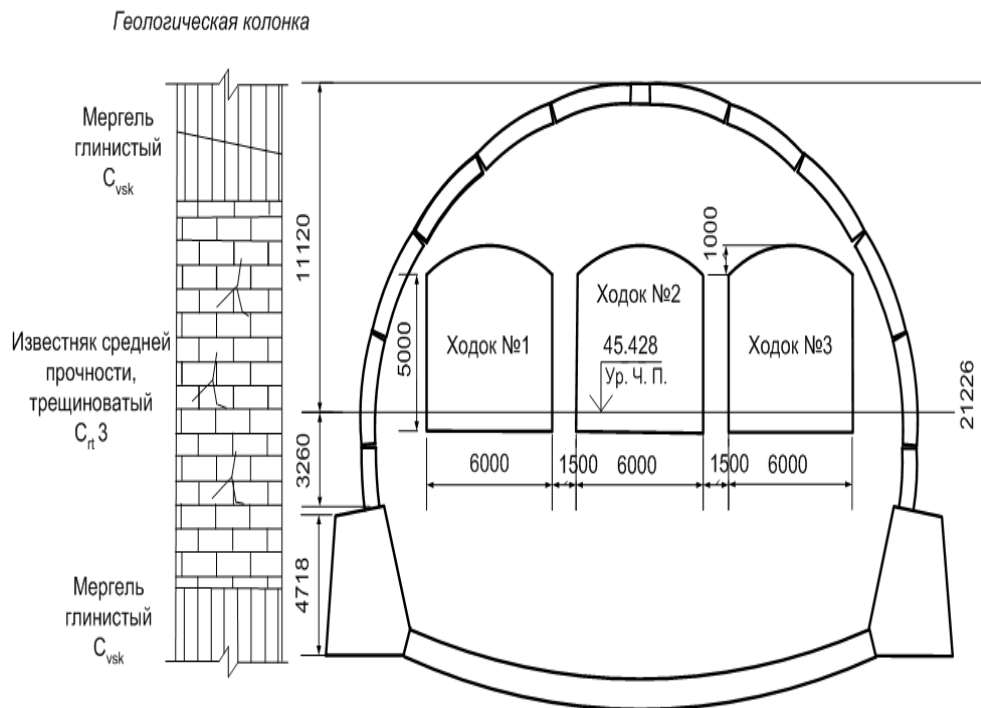


Рис. 3. Сечение ходков

25.04.07 на ст. «Трубная» было проведено совещание, посвящённое сокращению сроков сооружения ходков. Первоначально проектом предусматривалось последовательное ведение работ по проходке и креплению, причём работы по проходке следующего ходка начинались не ранее набора прочностью бетона крепи предыдущего. Такой вариант существенно увеличивал сроки сдачи объекта. На совещании было рассмотрено четыре возможных варианта увеличения скорости проходки:

1. Сооружение всех трёх ходков одновременно. (Проходка ходка №2 на всё сечение одновременно с ведением работ по проходке ходков №1 и №3).
2. Разработка в нижней центральной части ходка №2 (здесь расположены наиболее крепкие породы – известняк) выработки небольшого сечения с креплением

временной деревянной крепью, одновременно с ведением работ по проходке ходков №1 и №3.

3. Частично совместить работы по проходке ходков №2 и №1, №3 (Начать проходку ходка №2 с момента начала крепления ходков №1 и №3).
4. Работы по проходке ходка №2 начать только после окончания бетонирования стен и сводов ходков №1 и №3.

После осмотра забоев, оценки на месте состояния пород кровли и почвы было принято решение о ведении работ по 4-му варианту. Это было обосновано тем, что в шельге свода находятся напластования мергеля и глин, быстро теряющих устойчивость под воздействием воды. Обнажение пролёта шириной 13,5 м, и поддержание его (на временной крепи из незамкнутых рам, опирающихся на чугунные тубинги обделки перегонного тоннеля) в таких условиях было бы опасным. В сложившейся ситуации наиболее рациональным был признан следующий выход. Основные силы бросить на разрушение, выдачу породы и возведение временной крепи со стороны машинного помещения. Для устройства теплоизоляции, а это ответственный, трудоёмкий и длительный процесс, привлечь, в качестве субподрядчика, специализированную организацию. Освободившихся рабочих задействовать в трудоёмком процессе по возведению внутренних ж/б конструкций. Также привлечь специализированную субподрядную организацию «Строй – Альянс» для возведения армокирпичных перегородок и выполнению работ по отделке, как вспомогательных помещений, так и собственно машинной части помещения.

На ИТР 4-го и 5-го участков была возложена задача, изучив имеющийся опыт разработать меры по оптимизации организации строительства. Для сокращения сроков проходки был произведён тщательный анализ затрат времени на выполнение проходческих операций, выполнены замеры продолжительности основных процессов, проанализированы причины (технические, технологические и организационные) простоев. После анализа собранной информации были сделаны следующие выводы:

1. Причины наиболее частых и продолжительных простоев – организационные (отсутствие «порожняка», неравномерность распределения рабочих и соответствующая неравномерность ведения работ, несвоевременная доставка средств и материалов).
2. Несколько меньшее значение имели технические причины - потери времени от неполадок используемого оборудования (отказы отбойных молотков, неполадки погрузочной машины ППМ-1, бетононасоса и т. д.)
3. Наименьшее влияние на скорость проходки оказывали недостатки технологии. И всё же несколько увеличить скорость оказалось возможно за счёт изменения паспорта крепления и параметров проходки.

Результаты анализа сделанных выводов позволили сформулировать и внедрить ряд мер по увеличению скорости и улучшению качества проходческих работ:

1. На период проходки ходков выделены горный мастер, машинист электровоза и два горнорабочих для обеспечения приоритетного снабжения забоя порожняком и своевременной доставки грузов.
2. Созданы отдельные забойные бригады материально заинтересованные в увеличении скорости проходки.
3. Заготовлены необходимые запасные части и создан запас расходных материалов.
4. Изменена конструкция временной крепи. Из замкнутых рам, выполненных из двутавра №20 в ходках №1 и №3, исключили лежень, сильно затруднявший погрузку породы и увеличивавший долю тяжёлого ручного труда, а стойки решили крепить к породным стенкам анкерами.

Выполнение перечисленных мер позволило вести строительство лишь с незначительными, допустимыми отклонениями от проектных сроков.

* представленные результаты получены в рамках выполнения Госзадания Минобрнауки России №1.10.14 по теме «Ресурсосберегающие и экологически безопасные технологии освоения подземного пространства на основе комплексного мониторинга всех стадий жизненного цикла инженерных объектов и систем» и гранта МК-6986.2015.8 по теме «Разработка инновационных конструктивных и технологических решений при креплении вертикальных стволов шахт и рудников.

УДК 622.833

Кузьева О.А., студентка, Дудка Д.В., аспирант, Солодянкин А.В., проф., д.т.н., профессор каф. СГГМ, Государственный ВУЗ «НГУ», г. Днепрпетровск, Украина

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОХРАНЫ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПЕРЕХОДЕ НА БЕСЦЕЛИКОВУЮ ОТРАБОТКУ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА ШАХТЕ «ПАРТИЗАНСКАЯ» ГП «АНТРАЦИТ»

Приведены результаты исследования геомеханических процессов при сопряжении подготовительных выработок с очистным забоем в условиях глубоких угольных шахт ПО «Антрацит». Визуальные наблюдения и численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива показали, что традиционный способ охраны штреков угольными целиками не обеспечивает их достаточной устойчивости. Предложен альтернативный способ крепления и охраны выработок с использованием анкеров и твердеющей смеси «Текхард». На основе метода конечных элементов выполнено моделирование деформационных процессов под влиянием забоя лавы и выполнена оценка эффективности анкерной крепи.

Results of geomechanical research are given concerning an intersection of a maingate and longwall under geological condition of the "Antracit" coal company. Visual observations and numerical rock stress state simulation show that the roadway protection by means of coal pillars does not ensure the excavation stability. The alternative method of maingate support and protection using the anchors and hardening mixture "Tekhard" has been proposed. Based on FEM-analyses the sequential increase in rock pressure under the longwall affect is simulated. The estimation of anchoring efficiency at different stages of longwalling has been carried out.

Введение. Основными направлениями развития угледобывающей отрасли являются оптимизация технологии угледобычи и повышение нагрузки на очистные забои. При этом немаловажным фактором является сокращение затрат на поддержание подземных выработок и уменьшение потерь угля в целиках. Решение поставленной задачи достигается за счет применения высокотехнологичного оборудования и рациональных способов крепления и охраны выработок. Разработка новых технических решений в сложных горно-геологических условиях угольных шахт Украины требует глубокого геомеханического обоснования.

Анализ исследований и публикаций. Постоянное увеличение глубины разработки и ухудшение геомеханических условий проведения горных работ не снижают актуальности проблемы обеспечения устойчивости протяженных горных выработок.

Вопросами повышения устойчивости выработок и разработкой способов их охраны занимались многие научные школы и организации. На сегодняшний день имеется целый ряд эффективных и надежных решений, позволяющих, во многих случаях, надежно и эффективно проводить отработку угля с сохранением подготовительных выработок в эксплуатационном состоянии [1-4 и др.]. Тем не менее, для каждого конкретного случая отработки выемочного столба необходимо учитывать специфику геомеханических и горнотехнических условий на шахте, что предполагает проведение комплекса исследований для обоснования рациональных параметров способа крепления и охраны подготовительных выработок.

Постановка задачи. В настоящее время отработка пласта h_{10} на шахте «Партизанская» ГП «Антрацит» осуществляется прямым ходом с охраной выемочных выработок угольными целиками. В частности, такой способ охраны применяется для промштрека 205-й западной лавы, который проводится с опережением забоя лавы на 180...200 м. Вприсечку к выработанному пространству лавы за промштреком по пласту угля, проводится конвейерный штрек с оставлением целика шириной 5 м (рис. 1).

Традиционно полагалось, что, несмотря на значительные потери угля в целиках, такой способ охраны в сочетании с арочной металлической крепью является наиболее предпочтительным, поскольку обеспечивает достаточную устойчивость подготовительной выработки в момент ее сопряжения с лавой и не требует затрат на дополнительные средства охраны и поддержания.

С увеличением глубины разработки такой способ охраны уже не обеспечивает надежную эксплуатацию выемочного участка: участились случаи вывалов пород и разрушения элементов крепи штрека в зоне опорного давления впереди движущегося забоя лавы, потери начального сечения, достигают до 40 % вне зоны влияния очистных работ и до 80 % – после прохода лавы.

Решением данной проблемы является внедрение комбинированной рамно-анкерной крепи и отказ от угольных целиков. Выбор и обоснование параметров комбинированной крепи производились с применением численного моделирования на базе лицензионной программы «Phase 2» [5].

Таким образом, **целью проводимых исследований** является обоснование решений по обеспечению устойчивости подготовительных выработок при переходе на бесцеликовую схему отработки угольных пластов в условиях шахты «Партизанская» ГП «Антрацит».

Материалы и результаты исследований. Моделирование геомеханических процессов в окрестности выработки было разбито на два этапа: исследование деформационных процессов в массиве пород при существующей схеме отработки с охраной угольным целиком (рис. 2) и моделирование поведения массива при альтернативном способе крепления.

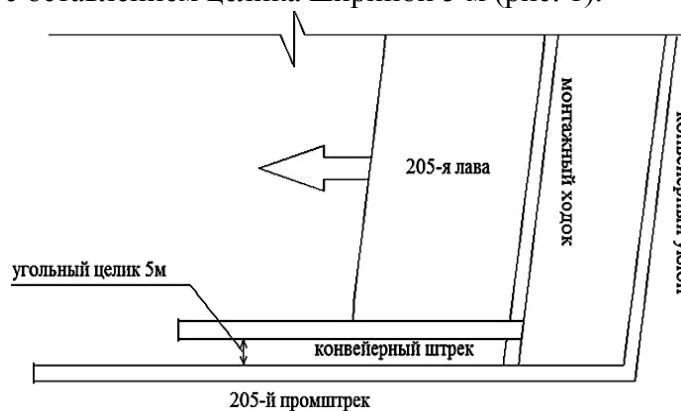


Рис. 1. Схема проведения промштрека 205-й западной лавы пласта h_{10}

При попадании сечения штрека в окно лавы интенсивность смещений значительно возрастает. Наличие предварительно установленных 5-ти анкеров в кровле, 2-х анкеров в бровке и полосы из смеси «Текхард» шириной 1,6 м уменьшили перемещения со стороны нетронутого массива до 0,25...0,3 м (на 70%). В кровле выработки смещения уменьшились до 0,15...0,25 м (на 60%). Наиболее деформированным по-прежнему остается борт выработки со стороны лавы, где перемещения достигают 0,6...0,7 м.

При увеличении ширины полосы «Текхард» высота зоны неупругих деформаций интенсивно уменьшается. При этом установлено, что наибольший эффект достигается при увеличении ширины полосы с 1,6 до 2,0 м. Нагрузка на крепь при этом снижается с 54,5 т/м до 26,2 т/м. Дальнейшее увеличение ширины полосы до 2,5 м снижает нагрузку на крепь до 22,8 т/м, но значительно увеличивает стоимость и трудоемкость возведения охранной конструкции (рис. 5, 6).

Смещения контура массива в местах установки анкеров со стороны лавы снижаются с 0,22...0,23 м до 0,11...0,14 при ширине полосы 2 м и до 0,06...0,1 при ширине полосы 2,5 м.

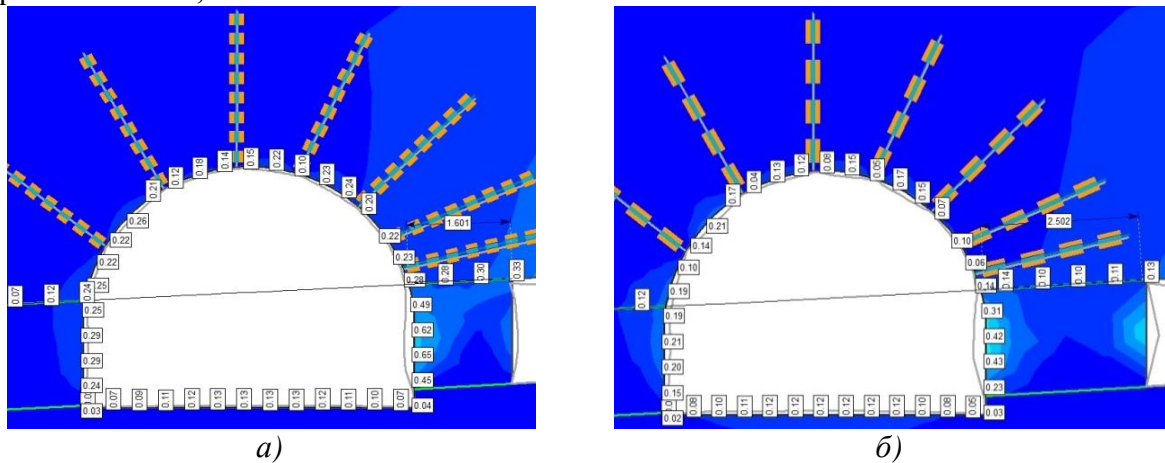


Рис. 5. Смещения контура выработки при ширине охранной полосы: а – 1,6 м, б – 2,5 м

Выводы. Упруго-пластическая деформационная модель породной среды, реализованная программой «Phase-2», адаптирована к реальным условиям шахты «Партизанская» ГП «Антрацит». Моделирование разных этапов проведения и поддержания промштрека 205 западной лавы пласта h_{10} , показало, что при существующем способе охраны угольными целиками не обеспечивается устойчивость системы «лава-штрек». Введение анкерной крепи и охранной полосы из твердеющей смеси «Текхард» является эффективным способом сохранения выработок выемочного участка при стабилизации смещений пород. Дальнейшим совершенствованием системы крепления

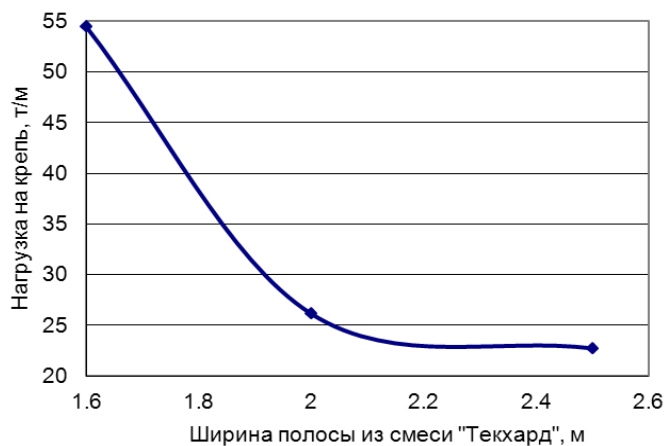


Рис. 6. Зависимость нагрузки на крепь от ширины полосы из смеси «Текхард»

может быть применение канатных анкеров, хорошо зарекомендовавших себя в зоне влияния очистных работ.

Библиографический список

1. Демченко А.И., Куласек М. Инженерное обеспечение устойчивого проветривания высоконагруженных лав в горно-геологических условиях пласта d₄ шахты «Красноармейская-Западная № 1» // Глюкауф. – 2003. – № 4. – С. 45-50.
2. Скипочка С.И., Усаченко Б.М., Куклин В.Ю. Элементы геомеханики угленородного массива при высоких скоростях подвигания лав. – Днепропетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2006. – 248 с.
3. Байсаров Л.В. Новые условия хозяйствования требуют новых технологических решений // Уголь Украины. – 2007. – № 7. – С. 3-6.
4. Ильяшов М.А. Перспективы использования комбинированного способа охраны сопряжений лав // Уголь Украины. – 2008. – № 4. – С. 8-11.
5. Phase². Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. version 8.0 // Режим доступа: <https://www.rocscience.com/products/3/Phase2>.

УДК 622.271.4

О.А. Темченко, д-р техн. наук, проф., С.І. Балик, магістрант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВПЛИВ ПРОСТОРОВОЇ ОРІЄНТАЦІЇ ТРІЩИН НА ФОРМУ ПРОФІЛЮ УКОСУ УСТУПУ

Проаналізовано вплив тріщинуватості на стійкість масиву гірських порід. Створено часткову класифікацію профілів уступів відповідно до просторової орієнтації тріщин та досліджено вплив даного фактору на формування профілю укосу уступу.

The impact of jointing on the rigidity of rock mass was studied. Profiles of benches were partially classified according to spatial orientation of cracks and the impact of this factor on bench slope profile was analyzed.

Введення. Культура ведення гірничих робіт на сучасних кар'єрах ставить жорсткі вимоги до формування стійких укосів уступів правильного профілю з метою запобігання осипів, обвалень та інших аварійних ситуацій, спричинених недостатньою стійкістю законтурного масиву, а відтак – забезпечення безпечних умов праці. Формування уступів на рудних кар'єрах виконують буро-вибуховим способом, а тому якісне виконання вищевказаних умов можливе завдяки комплексному вивченню усіх факторів, які мають вплив на дію вибуху у масиві та на формування профілю укосу уступу.

Тим не менше досить часто при розрахунках буро-вибухових робіт геомеханічні властивості масиву значно спрощують, беручи до уваги лише їх міцність (тобто уподібнюють масив до монолітного), що є недостатнім для якісного подрібнення і тим більше зниження впливу залишкових деформацій для отримання стійкого відкосу правильного профілю.

Протягом останніх десятиліть активно йде розробка різноманітних методів формування укусу уступу з проектним кутом нахилу та зі зниження впливу залишкових деформацій законтурного масиву з використанням спеціальних технологій буровибухових робіт: зниженням мас зарядів вибухових речовин, використанням різноманітних конструкцій зарядів та схем комутації, формуванням відрізної щілини тощо. При цьому вивчення впливу такого важливого фактору як просторова орієнтація систем тріщин на формування профілю укусу не досліджене в достатній мірі, що робить дану тему актуальною.

Аналіз літературних джерел. Породам, як твердим тілам, притаманні певні властивості, що в значній мірі визначають характер їх руйнування і, відповідно, впливають на формування укусу уступу. Одним з найбільш суттєвих і складних по характеру свого впливу на перебіг деструктивних процесів у масиві чинником є тріщинуватість гірських порід, що вимагає її детального вивчення.

Природна тріщинуватість змінює фізико-механічні властивості непорушеного масиву: значно зменшує його опір на зрушення і тим самим підвищує схильність масиву до деформації при дії навантаження. Як показують дослідження, навіть в межах масиву, складеного одним різновидом порід з ідентичними властивостями спостерігається значний вплив тріщинуватості [1]. Так відмінність пружно-пластичних властивостей монолітного та тріщинуватого масивів, такі як коефіцієнт Пуассона, швидкість повздовжніх хвиль та коефіцієнт акустичної жорсткості сягає 25 – 60 відсотків, що виявляє суттєві відмінності у реакції на навантаження порід з різним характером тріщинуватості[2].

За Мосінцем В.Н. в умовах динамічних навантажень порід швидкість росту тріщин в масиві є прямо пропорційною швидкості повздовжніх хвиль, а дана пропорційність залежить не тільки від пружних, а й у значній мірі від властивостей міцності середовища, визначаючим фактором яких є їх дефектність: відома закономірність, за якою збільшення природної тріщинуватості порід різко знижує її супротив розтягненню. І відповідно до цього можна вважати, що природна тріщинуватість порід є одним з основних факторів, що визначають схильність тріщинуватих порід до руйнування [2].

Завдяки науковим працям відомі закономірності зміни густини енергетичного потоку від вибуху в залежності від таких факторів як: відстань тріщини від заряду вибухової речовини (ВР), кількість тріщин на шляху хвиль напруження від заряду до вільної поверхні, вид речовини, що заповнює тріщину, більш складних аспектів як кут нахилу тріщини, що визначає її положення відносно вільної поверхні та інші [3].

Таким чином, аналіз літературних джерел показує, що рівень вивчення структури та факторів формування природних і техногенних тріщин на даний момент є досить вичерпним, зокрема, досить значний рівень розвитку у напрямку вивчення питань щодо дії вибуху у тріщинуватому середовищі. Однак рівень вивчення питання впливу просторової орієнтації тріщин на форму профілю відкосу уступу у теперішній час є недостатнім, що і обумовило предмет дослідження цієї роботи.

Мета роботи. Метою роботи стало вивчення тріщинуватості як фактору впливу на стійкість гірничих порід та дослідження впливу просторової орієнтації систем тріщин в масиві на формування профілю укусу уступу в залізородному кар'єрі.

Матеріали та результати досліджень. Для вивчення питання впливу просторової орієнтації систем тріщин на формування профілю укусу були проаналізовані результати маркшейдерських зйомок відслонення на робочих уступах, виконані на кар'єрах Кривбасу після виймання гірничої маси та зачистки укосів. Розглянуті дані містили інформацію щодо вимірної блочності окремоостей масиву, сформованих профілів укосів та орієнтування систем тріщин.

У ході вивчення наявних матеріалів профілі уступів були класифіковані відносно наявних систем тріщин та їх орієнтування у просторі за наступними типами та підтипами (рис.1):

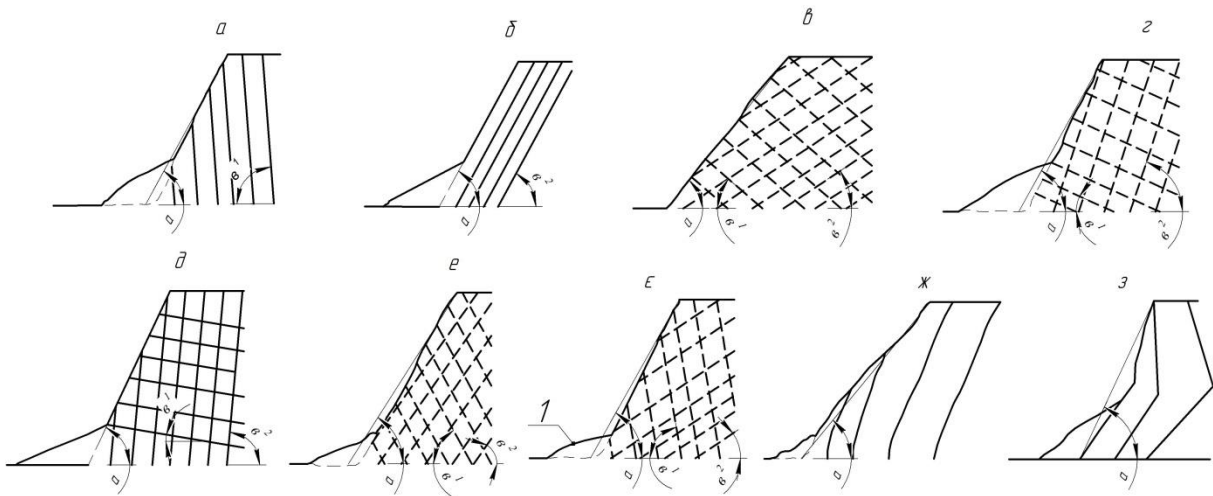


Рис. 1. Типи та підтипи профілів уступів: а – тип А, б – тип Б, в – тип В, г – підтип Г 1, д – підтип Г 2, е – підтип Г 3, є – підтип Г 4, ж – тип Д; α – кут укосу уступу, β^1 , β^2 – кути падіння тріщин направлені відповідно у масив і у вироблений простір, 1 – осип, 2 – тріщини перпендикулярні масиву, 3 – косі тріщини

А. Напрямок падіння тріщин зорієнтований у масив (рис. 1, а).

Б. Напрямок падіння тріщин зорієнтований у вироблений простір (рис. 1, б).

В. Наявні як систем тріщин зорієнтованих у масив, так систем зорієнтованих у вироблений простір, дані системи перпендикулярні простиранию борту кар'єру (рис. 1, в).

Г. Тип об'єднує кілька підтипів, спільним для яких є наявність діагональних (косих) систем тріщин, серед яких є як зорієнтовані у масив, так і у вироблений простір:

Г 1. Усі системи мають крутий чи вертикальний кут падіння $\beta > 45^\circ$ (рис. 1, г).

Г 2. Усі системи мають пологий чи горизонтальний кут падіння $\beta < 45^\circ$ (рис. 1 д).

Г 3. Системи тріщин, зорієнтовані у сторону масиву пологі чи горизонтальні $\beta < 45^\circ$, а системи, зорієнтовані у сторону виробленого простору – круті чи вертикальні $\beta > 45^\circ$ (рис. 1, е).

Г 4. Системи тріщин, котрі зорієнтовані у масив мають крутий кут падіння $\beta > 45^\circ$, а системи, зорієнтовані у вироблений простір – пологі чи горизонтальні $\beta < 45^\circ$ (рис.1 є).

Д. Наявність складчастих структур.

Д 1. Складчасті структури з плавною (округлої форми) зміною напрямку залягання складки (рис. 1 ж).

Д 2. Ізоклинальні структури (рис 1, з).

Було виділено три основні форми профілю укосу: пряма, випукла та ввігнута (рис. 2).

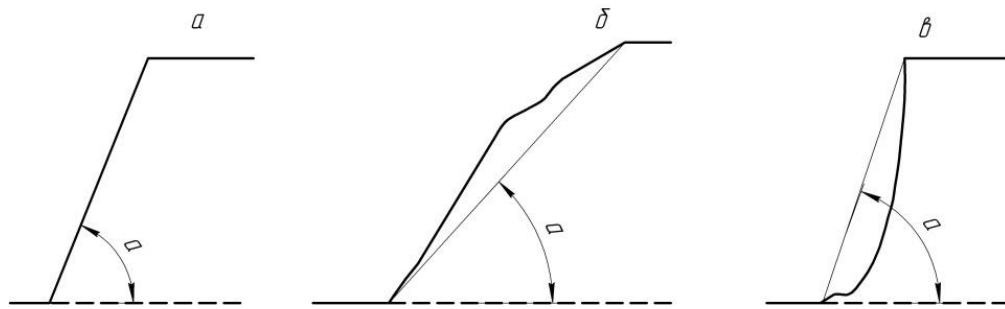


Рис. 2. Форми профілю відкосу уступу: а – пряма, б – випукла, в – ввігнута, α – кут укосу уступу

Обробка даних дала часткове підтвердження раніше сформованої гіпотези, відповідно до якої певні закономірності формування профілю укосу в залежності від орієнтації систем тріщин справді існують. Найбільш однозначні дані спостерігаються у типу А: при даній орієнтації тріщин у більшості випадків формується профіль укосу прямої форми (рис. 2, а), без урахування випадків з наявністю відмов у свердловинах та інших факторів, не пов'язаних з тріщинуватістю. На уступах типу Б ввігнута (рис. 2, в) та пряма форми профілю зустрічаються приблизно з однаковою частотою, при чому наявність ввігнутої форми частіше усього зустрічається при куті падіння тріщин, що перевищує 70° .

Статистичні дані відносно типів В та Д виявилися недостатніми для знаходження закономірностей, лише щодо типу Д слід зазначити, що при відносно невеликих потужностях шарів мало ймовірні укоси прямої форми з крутим ухилом (що зазвичай є одною з основних цілей при формуванні укосів). Це відбувається у наслідок формування під час вибухів радіальних тріщин, які у значній частині випадків «підсікають» частини шарів, викликаючи його обвалення, за відсутності достатнього зчеплення між пластами, як наслідок – формується відслонення ввігнутої чи випуклої форми (в залежності від просторової орієнтації вигинів шарів). Також для підтипу Д 2 при формуванні профілю укосу уступу важливим фактором є наявність у площині укосу «клин» (точки зміни напрямку залягання шару порід), який в залежності від своєї просторової орієнтації суттєво впливає на утворення укосу тієї чи іншої форми уступу.

Профілі, що ввійшли до типу Г мають складнішу структуру. Найменше вдалося вивчити підтип Г 2 через брак достатньої кількості зйомок, які б відповідали підтипу, що не дозволяє вписати їх у загальні гіпотези відносно інших типів та підтипів. Вивчення підтипу Г 1 показало, що зі значною ймовірністю формування прямої форми профілю відбувається при кутах між системами тріщин в діапазоні $30-50^\circ$, а випуклих (рис. 2, б) та ввігнутих форм при кутах, перевищуючих зазначені (основний діапазон склав $50-70^\circ$). Для підтипу Г 4 формування ввігнутої та прямої форм профілю були аналогічні підтипу Г 1, а формування випуклої форми укосу, в основному, спостерігалось при кутах між тріщинами вище 70° ($73 - 97^\circ$). Що стосується підтипу Г 3, то дані виявилися протиречливими, оскільки формування як ввігнутої, так і прямої форм профілю відкосу спостерігалось з приблизно однаковою частотою та в приблизно однакових діапазонах результуючих кутів (відповідно $65 - 95^\circ$ та $80 - 100^\circ$).

Висновки. Аналіз наукових джерел показав значний вплив тріщинуватості на перебіг процесів природного та техногенного характеру, що відбуваються у масиві та дозволив висунути гіпотезу про можливу наявність певних закономірностей у формуванні профілів укосів уступів в залежності просторової орієнтації систем тріщин у масиві гірських порід.

В ході досліджень маркшейдерських зйомок було створено часткову класифікацію профілів уступів відповідно до просторової орієнтації систем тріщин у масиві, подальший аналіз якої дозволив визначити певні ймовірні закономірності, що були пов'язані зі певними значеннями кутів падіння та кутів, утворюваних системами тріщин різного напрямку.

В цілому висловлене припущення, про взаємозв'язок між просторовою орієнтацією тріщин у масиві гірських порід та формою профілю укосу уступу отримало часткове підтвердження, однак дана гіпотеза потребує подальшого вивчення із залученням більшого діапазону даних для обробки і може бути розширена за рахунок додаткового врахування інших характеристик тріщин, таких як ширина, матеріал заповнення тріщин, його характеристики тощо

Також після виведення кінцевих закономірностей, подальший напрямок досліджень слід зосередити на розробці рекомендацій щодо ведення буро-вибухових робіт при формуванні уступів (тимчасово неробочих чи на проектному контурі) з тривалим строком служби з урахуванням вказаних взаємозв'язків між орієнтацією тріщин у масиві та формою профілю укосу уступу.

Бібліографічний список

1. Руппeneйт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород./ К.В. Руппeneйт - М.: Недра, 1975. - 223 с.
2. Мосинец В.Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород./ В.Н. Мосинец, А.В. Абрамов. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
3. Воробьев В.Д. Взрывные работы в скальных породах./ В.Д. Воробьев, В.В. Перегудов– К.: Наук. думка, 1984. – 240 с.

УДК 622.271.2

Д.Л. Нестерчук, студент I курсу ОКР «Магістр», О.М. Толкач, к.т.н., доц., Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ КОЛИВАНЬ ПРОДУКТИВНОСТІ ОБЛАДНАННЯ КАР'ЄРІВ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

Проаналізовано основні показники, які визначають стійкість роботи обладнання кар'єрів. Проведено дослідження стійкості роботи технологічного комплексу кар'єрів бутто-щебеневої сировини.

Basic parameters which determine the stability of the equipment quarries were analyzed. A studies of the stability of the technological complex quarries of crushed stone were made.

Стійкість роботи підтримується за рахунок керуючого впливу людини на засоби адаптації комплексу. Ці засоби необхідно передбачати в комплексах на стадії їхнього проектування і використовувати для забезпечення стійкості роботи останніх при її поточному плануванні.

На коливання продуктивності, в основному, впливають експлуатаційно-технологічні перерви, організаційні та технічні простої обладнання, його відмови. Інтенсивність відмов та час їх усунення є функцією адаптації гірничих і транспортних машин до умов роботи. Для того, щоб ланка механізації стійко функціонувала протягом

добу, вона повинна мати резерв виробничої потужності, достатній для компенсації втрат продуктивності основного обладнання через виходи з ладу його протягом оперативного періоду часу.

З точки зору адаптації гірничих та транспортних машин до заданих умов реального процесу ланка механізації характеризується коефіцієнтом готовності виконання завдання ε_y . Даний коефіцієнт рівний ймовірності того, що протягом часу T_{Π} (зміни, доби) при виконанні певного відсотку планового завдання, відмови обладнання будуть усунені за час, рівний максимально допустимому часу $t_{o.g.}$ за умови стійкої роботи або менше його. Звідси, коефіцієнт ε_y – це ймовірність виконання визначеного відсотку робочих циклів з часом, меншим або рівним гранично допустимому.

Робочий цикл складається із постійних операцій та періодичних (за обслуговуванням робочого циклу). Обслуговуючі операції – усунення відмов та зупинка обладнання. Постійні операції займають приблизно однаковий час. Звідси, виконання робочого циклу визначається тривалістю обслуговуючих операцій, яка не повинна бути більшою за час, допустимий по резерву одиничної потужності обладнання. Між часом і коефіцієнтом готовності виконання завдання існує експоненціальна залежність:

при послідовній структурі ланки механізації (4)

$$\varepsilon_y = \exp(-rT_{\Pi}e^{-yt_{o.g.}}); \quad (1)$$

при паралельній

$$\varepsilon_y = \exp(-r_m T_{\Pi} e^{-myt_{o.g.}}), \quad (2)$$

де, r – інтенсивність відмов гірничих та транспортних машин ланки механізації, доба⁻¹; y – інтенсивність усунення відмов, доба⁻¹, $y = 1/t_o$; t_o – тривалість відновлення машин, дів;

r_m – еквівалентна інтенсивність заявок на усунення відмов для m паралельно працюючих машин, доба⁻¹,

$$r_m = \frac{mr^m}{m(\sum_{i=1}^m \frac{1}{r_i})r_i^{m-1} + y^{m-1}}; \quad (3)$$

$t_{o.g.}$ – час усунення відмови, дів, розраховується виходячи із резерву одиничної потужності обладнання.

Зниження продуктивності ланки механізації, м³/добу:

$$q = mrt_{o.g.}Q_cN_c, \quad (4)$$

де N_c – число робочих змін технологічного обладнання на добу.

Необхідний змінний резерв продуктивності Q_n (м³), за рахунок резерву одиничної потужності обладнання повинен задовольняти умову:

$$mQ_nN_c = mrt_{o.g.}Q_cN_c, \quad (5)$$

звідси:

$$t_{o.g.} = Q_n/rQ_c. \quad (6)$$

Можливість використання резерву продуктивності ланки механізації представляє наявність такого ж резерву продуктивності у взаємодіючих з нею ланок. Резерв продуктивності також враховує можливість удосконалення загальної організації роботи структурних ліній.

Із графіків, показаних на рис. 1., випливає, що з підвищенням резерву одиничної потужності обладнання коефіцієнт готовності виконання завдання, тобто, і стійкість роботи ланки механізації, підвищується.

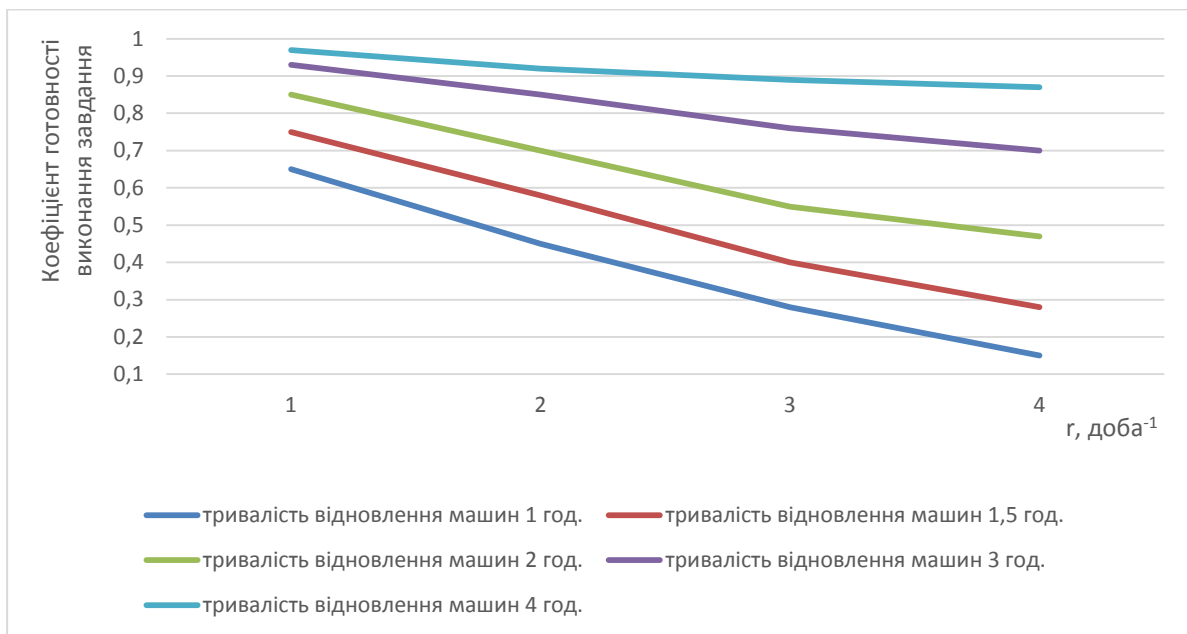


Рис. 1. Графік залежності коефіцієнта готовності виконання завдання ε_γ від інтенсивності відмов g структурних ліній ланки механізації при різному часу t_0 їх відновлення

Якщо фактичні чи прогнозовані відхилення продуктивності від її найбільш ймовірного значення перевищують допустимі по економічно доцільному рівні ритмічності роботи u_p , то досліджують можливість їх зниження.

Якщо ланка механізації має недостатньо резервних машин і в них з'являється термінова необхідність, то це негативно відображається на стійкості роботи ланки. З іншої сторони, значне підвищення кількості машин в резерві призводить до надмірних матеріальних затрат. Розрахунок по строку служби середньої кількості потрібного обладнання в даному випадку недопустимий, так як існує можливість того, що протягом конкретного періоду часу може знадобитися більша кількість обладнання. Задача полягає у встановленні такого резерву машин, якого буде достатньо для усунення дефіциту в критично важливі моменти.

Продуктивність ланки механізації знижується як внаслідок відмов діючих машин та механізмів, так і у випадку недостатньої їх потужності, робочих параметрів. Тому ланка механізації повинна мати резерв числа одиниць обладнання та його одиничної потужності.

Для досягнення високого коефіцієнту квазістійкої роботи необхідно створювати системи обладнання, які складаються з трьох-п'яти паралельних підсистем, причому останні повинні мати відхилення продуктивності, які не перевищують амплітуду зони квазістійкої роботи.

При послідовній структурі ланки механізації дисперсія продуктивності зі збільшенням числа n безпосередньо взаємодіючих машин збільшується: коливання продуктивності попередньої машини додаються до коливань продуктивності наступної машини. Якщо кожна машина викликає відхилення S_i , то коефіцієнт варіації продуктивності Q_i ланки механізації на виході вантажопотоку:

$$V_{si} = S_i \sqrt{n} / Q_i.$$

7)

Для розгалуженої структури ланки, яка складається із груп паралельно і послідовно працюючих машин, відхилення продуктивності по кожній групі встановлюють згідно до описаних для відповідної структури положень.

Щоденні та періодичні ремонтні огляди виконуються регулярно, вони потребують приблизно однакових затрат часу і тому не викликають значних коливань продуктивності протягом доби, місяця. На експлуатаційну продуктивність машин значно впливають поточні ремонти.

Місячні затрати часу, пов'язані з ремонтом обладнання, на кар'єрах Житомирщини мають значні коливання: на поточний ремонт – 12...30 год., на резерв – 3...12 год., на усунення відмов механічної частини – 2...24 год., електрообладнання – 2...9 год., на ремонт ДСЗ – 9...48 год. Великі коливання простоїв спостерігаються також у бурових верстатів та автосамоскидів.

Отже, коливання простоїв технологічного обладнання призводить до коливань його експлуатаційної продуктивності. В цілях регулювання тривалості ремонтних робіт складають графік їх виконання. Місячний графік представляє собою послідовність ремонтів спільно працюючих машин, чим досягається ритмічне і надійне функціонування кожної машини та виконання ділянкою місячного плану гірничих робіт по продуктивності.

Бібліографічний список:

1. Прокопенко В. И. Устойчивость работы комплексов оборудования глубоких карьеров. - К. УМК ВО, 1990 – 83 с.
2. Ганицкий В. И. Организация производства на карьерах. – М.: Недра, 1983. – 232 с.
3. Калабро С. Р. Принципы и практические вопросы надёжности. – М.: Машиностроение, 1966, - 376 с.
4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. – М.: Недра, 1985. – 509 с. – Ч. 1. Производственные процессы.

УДК 624.121.537

Загоруйко Є.А., к.т.н., Мацюк Т.С., магістр, кафедра геобудівництва та гірничих технологій, ІЕЕ НТУУ «КПІ»

ДОСЛІДЖЕННЯ СТІЙКОСТІ ГРУНТОВИХ МАСИВІВ В ЗАЛЕЖНОСТІ ВІД ДІАМЕТРА І КІЛЬКОСТІ ГРУНТОЦЕМЕНТНИХ ЕЛЕМЕНТІВ

Выполнен анализ повышения устойчивости склонов путем изменения прочностных характеристик грунтов с помощью технологии струйной цементации. Установлена зависимость коэффициента общей устойчивости склона от диаметра и количества грунтоцементных элементов.

The analysis of the increase slope stability by changing the strength characteristics of the soil with the help of jet grouting technology. The dependence of the coefficient of overall stability of the slope of the diameter and number of grouting elements.

Вступ. Серед надзвичайних ситуацій природного характеру останнім часом набувають поширення зсуви ґрунту, які є одними з найнебезпечніших геологічних процесів. За останні 30 років спостережень на території України зафіксовано близько 20 тисяч зсувів загальною площею 1880 км². Їхня кількість порівняно з 80-ми роками збільшилися на 45%, площа поширення майже на 30%. Цьому сприяє активна господарська діяльність без належного проведення необхідних інженерно-захисних заходів, тобто штучно створюється постійна загроза виникнення надзвичайних ситуацій.

Зсувні рухи ґрунту на схилах і укосах розвиваються в результаті збільшення активних сил зрушення, або зменшення сил опору [1]. Це відбувається через вплив на ґрунтову основу споруд, що будуються на ньому, при збільшенні покривної товщі ґрунту, зростанні крутизни укосу, інше.

З метою визначення напружено-деформованого стану зсувонебезпечних схилів та розробки ефективних протизсувних заходів на практиці використовують інженерні методи.

Аналіз літературних джерел. Найбільшого поширення отримали методи кругло-циліндричної, ламаної і плоскої поверхонь ковзання.

У природних умовах ґрунти мають тертя і зчеплення, і задача про стійкість укосів стає більш складною, особливо при детальному рішенні. Для цих випадків роздивимося визначення стійкості укосів методом кругло-циліндричної поверхні ковзання, що має широке застосування в практиці проектування різноманітних земляних споруд. Застосування цього методу дозволяє вести проектування з визначеним запасом міцності і, крім того, він ґрунтується на дослідницьких даних про форму поверхні ковзання. По експериментальних даних поверхня ковзання може бути прийнята кругло-циліндричною, при цьому саме не вигідне положення визначається розрахунком. У цілому цей метод варто вважати наближеним через прийняття форми поверхні ковзання і ряду інших допущень.

Основною задачею в цьому методі є знаходження самої небезпечної поверхні ковзання. Рішенню цієї задачі було присвячено багато досліджень і пропозицій. При цьому виникають дві труднощі: по-перше, треба знайти центр найбільше небезпечної поверхні ковзання і, по-друге, вирішити, чи проходить поверхня ковзання через подошву схилу, або нижче подошви схилу. У більшості випадків приймають, що найбільше небезпечна поверхня ковзання проходить через подошву схилу.

Отже, рішення, що відповідають такій передумові, дозволяють знаходити умови стійкості схилів тільки для зсувів деляпсивного типу

Недоліком цього методу є громіздкість, потрібно багато побудов і обчислень.

Другий метод Р.Р. Чугаєва [2] цей метод називає ще методом плоских поверхонь зсуву, бо він застосовується лише у випадках, коли поверхня ковзання є плоскою або складається з окремих прямолінійних ділянок.

Недоліком цього методу є те що використовують його для випадків розрахунку гідротехнічних споруд (для яких вони і розроблені Р.Р. Чугаєвим), для розрахунку звичайних природних схилів невиправдано складні.

В останні роки при спорудженні насипів, набережних, портових причалів для зменшення тиску на підпірні стінки або взагалі замість підпірних стінок широке розповсюдження отримав метод армування ґрунту.

Мета роботи. У даній роботі досліджується вплив діаметру та кількості ґрунтоцементних елементів, що розташовані в тілі схилу на його загальну стійкість.

Викладення основного матеріалу. Не однорідний масив, що досліджується складається з піску, супіску, суглинку та глини (рис.1), та має свої фізико-механічні характеристики (табл.1)

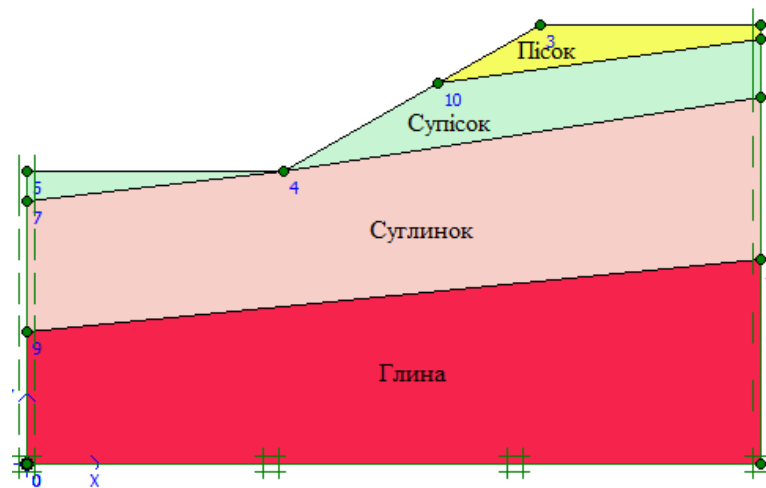


Рис. 1. Скінченно-елементна модель

Таблиця 1

Фізико – механічні характеристики ґрунтів

№	Назва ґрунту	Щільність γ	Модуль деформації E	Питоме зчеплення C	Кут внутрішнього тертя φ	Коефіцієнт Пуассона ν
1	Пісок	15,8	28	5	27	0,3
2	Супісок	17,4	15	21	21	0,31
3	Суглинок	18,6	23	41	22	0,35
4	Глина	18,9	33	73	19	0,35

Дослідження, проведено методом скінченних елементів. Розрахунки проводилися з урахуванням наступних умов і допущень.

Моделювалась робота багаторядної конструкції, розташованої по зоні пластичних деформацій, що виникають у зсувному масиві та призначеної для утримання схилу без підрізування з боку низового схилу. Елементи високої міцності і жорсткості моделювались як ґрунтові елементи з покращеними міцнісними параметрами, що описувались лінійно-пружною моделлю. Поведінка ґрунту описувалась пружною, ідеально пластичною моделлю Кулона – Мора [3-4].

Моделювання процесу нелінійного деформування здійснюється з кроком між елементами рівним трьом діаметрам. Для порівняння було побудовано 3 моделі масиву під різним кутом нахилу схилу 30°, 40°, 45° та масиви у природньому і зволоженому станах ($W = 70\%$).

Результатом даного моделювання є графіки залежності від діаметру, кількості ґрунтоцементних елементів (0,6; 0,8; 1,0; 1,2) та стійкості масиву M_{sf} .

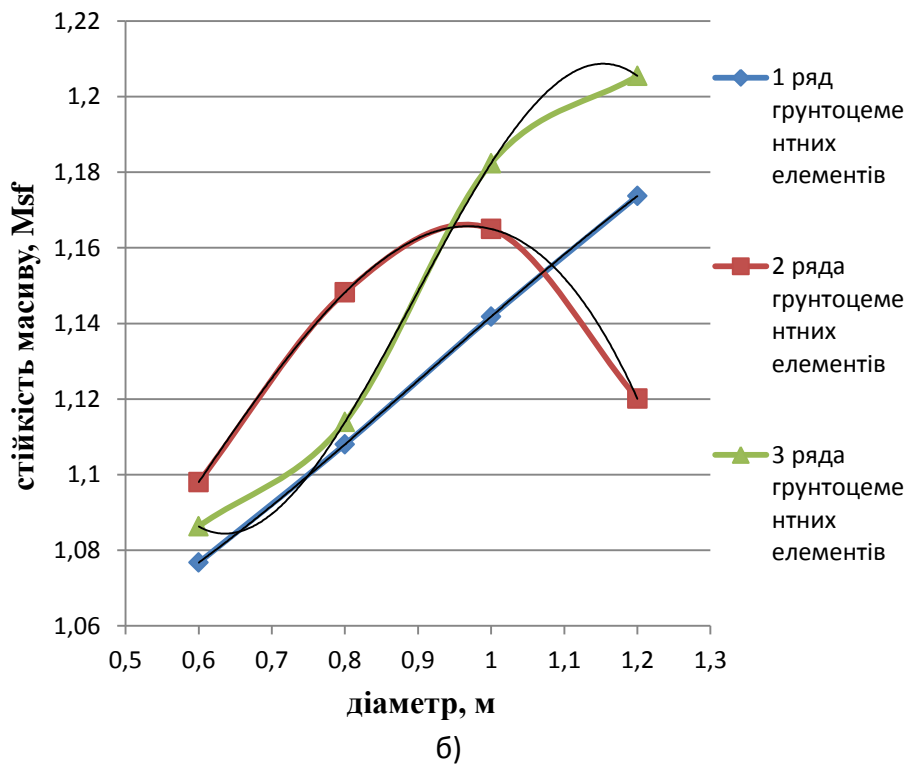
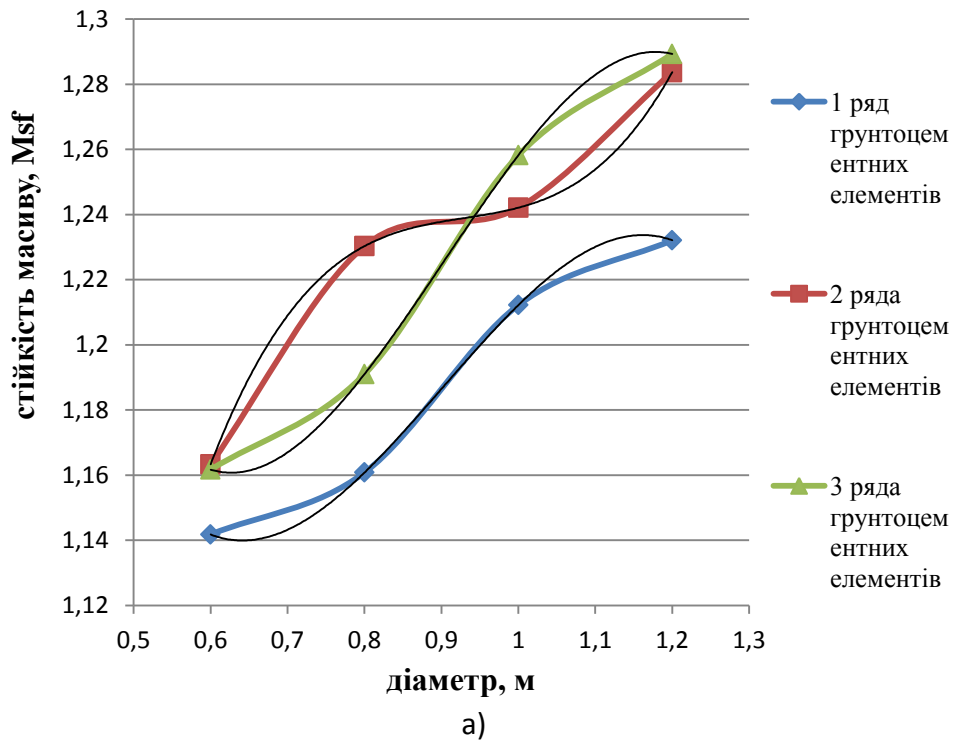
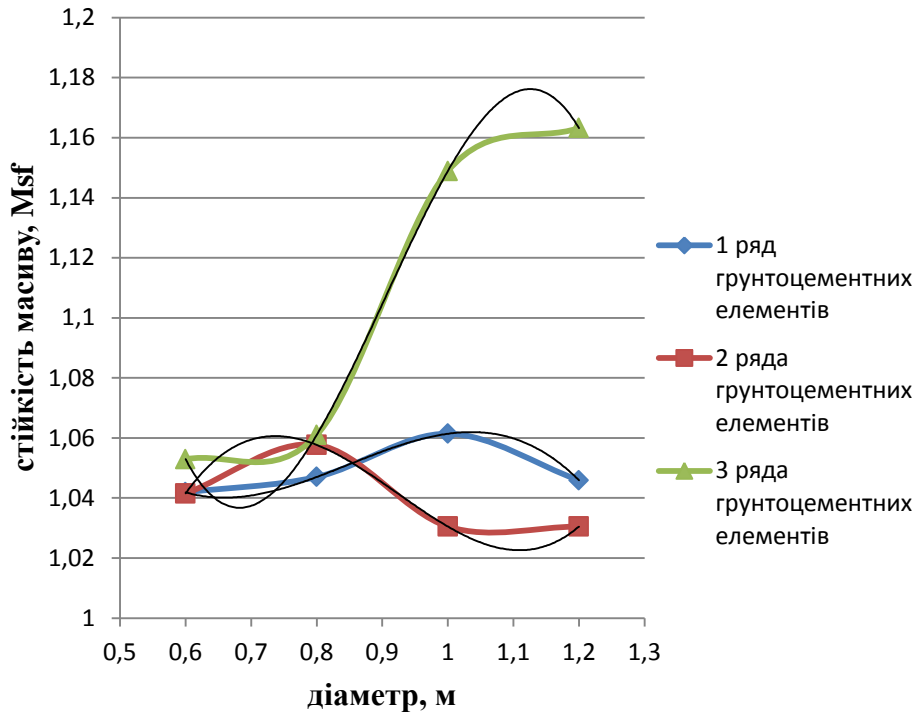
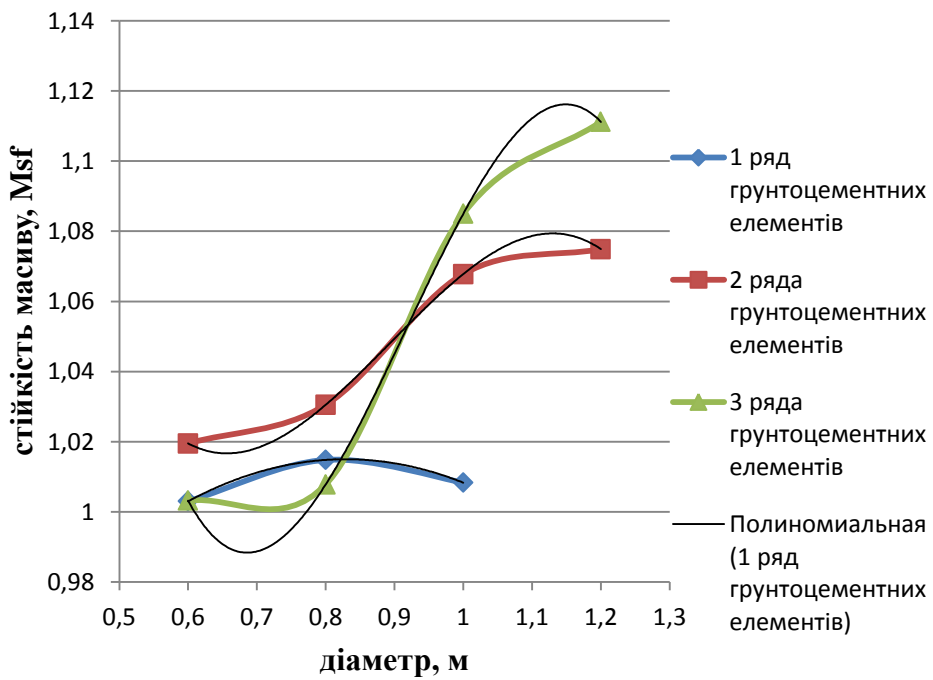


Рис 2. Розташування ґрунтоцементних елементів у природньому (а) і зволоженому (б) масивах під кутом 40°



a)



б)

Рис 3. Розташування ґрунтоцементних елементів у природньому (а) і зволоженому (б) масивах під кутом 45°

Отримавши графіки залежності від діаметру, кількості ґрунтоцементних елементів та стійкості масиву M_{sf} , можемо сказати, що стійкість масиву не знаходяться в прямій залежності від кількості рядів ґрунтоцементних елементів.

Зокрема, у природньому масиві з кутом нахилу 40° , для $d = 0,8$ м, більша стійкість забезпечується двома рядами ґрунтоцементних елементів, ніж трьома (для 2 рядів - $M_{sf}=1,2303$, для 3 рядів - $M_{sf}=1,1633$).

У зволоженому масиві з кутом нахилу 40° , для $d = 0,8$ м, стійкість масиву для двох рядів ґрунтоцементних елементів теж більша, ніж для трьох рядів (для 2 рядів $M_{sf}=1,1482$, для 3 рядів $M_{sf}=1,1139$), але при встановленні 3 рядів ґрунтоцементних елементів $d = 1,0$ та $1,2$ м ($d = 1,0$ м, для 2 рядів $M_{sf}=1,1650$, для 3 рядів $M_{sf}=1,1824$; $d = 1,2$ м, для 2 рядів ґрунтоцементних елементів $M_{sf}=1,1201$, для 3 рядів $M_{sf}=1,2055$) стійкість масиву починає збільшуватися, в порівнянні з двома рядами ґрунтоцементних елементів, це ми можемо побачити на рис.2.

Для масиву під кутом нахилу 45° у природньому стані можемо бачити з графіку, що один ряд ґрунтоцементних елементів буде кращим, ніж два ряди при $d = 1,0$ м, але все ж таки найбільша стійкість забезпечується при встановленні трьох рядів ґрунтоцементних елементів $M_{sf}=1,1489$. (рис. 3)

Для зволоженого масиву з кутом нахилу схилу 45° , ситуація дещо змінюється і найменша стійкість забезпечується для одного ряду ґрунтоцементних елементів, при діаметрі від $0,6 - 1,2$ м, але найкращим варіантом збільшення стійкості є встановлення трьох рядів ґрунтоцементних елементів з $d = 1,0$ м і $d = 1,2$ м.

Висновки. Отримані результати проведеного дослідження підтверджують можливість використання ґрунтоцементних елементів, діаметром не менше 1 м., у якості протизсувного заходу для схилів які мають кут природнього укосу до 40° . Для забезпечення стійкості схилів із більш крутим кутом природнього укосу необхідно збільшувати діаметр та кількість рядів ґрунтоцементних елементів.

Бібліографічний список

1. Маслов Н.Н. Основы инженерной геологии и механики грунтов // Н.Н. Маслов. М.: Высшая школа, 1982. - 511 с.
2. Чугаев Р.Р. Земляные гидротехнические сооружения (теоретические основы расчета). - Л.: Энергия, 1967
3. Brinkgreve R.B.J., Broere W., 3D FoundationVersion 1.5., Delft University of Technology & PLAXIS hr. The Netherlands.
4. Bergado D.T., Suksawat T., Jamsawang P., Voottipruex P., "Numerical simulations and parametric study of SDCM and DCM pile sunder full scale axial and lateral loads as well as under embankment load", April, 2010.

Дулоглу Татьяна Александровна, студент, научный руководитель Дмитриенко Владимир Александрович, канд. техн. наук, доцент, Шахтинский институт (филиал) ФГБОУ ВПО Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) им. М.И. Платова

МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГРУНТОВОГО МАССИВА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ЗАГЛУБЛЕННОГО СООРУЖЕНИЯ В ПРОСАДОЧНЫХ ГРУНТАХ

В статье приведен анализ напряженно-деформированного состояния грунтового массива под подошвой свайных фундаментов, выполненный моделированием методом конечных элементов. Показана целесообразность применения буронабъекционных свай для уменьшения осадки фундаментов и регулировочной емкости.

The article provides the analysis of the intense deformed state of the ground mass under the base of the pile foundations executed by modeling by the method of final elements. It shows the expediency of applying injection (ground) piles for reducing the of the foundations and adjusting the ground reservoir.

Для лечения заболеваний опорно-двигательного аппарата и нервной системы эффективно используются традиционные технологии, основанные на занятиях в лечебно-плавательном бассейне. Поэтому в проекте строительства реабилитационного медицинского центра в г. Новороссийск предусматривается бассейн с чашей размерами 16,67×6,00 м с системой очистки воды и приспособлениями для разработки суставов, укрепления мышц, снижения веса тела, успокоения нервной системы, улучшения самочувствия, увеличения работоспособности, закаливания организма.

Для нормального функционирования бассейна требуется возведение регулировочной емкости, которая служит для приема и накопления воды, вытесняемой из бассейна купающимися, а также для хранения резерва воды при промывке фильтров. При размещении емкости в помещении подвала требуется ее заглубление в грунт. В этом случае будет иметь место возникновение сложного напряженно-деформированного состояния (НДС) в массиве грунта под фундаментами колонн, расположенных в непосредственной близости от стенок емкости.

С целью повышения эксплуатационной надежности объекта поставлена задача исследования НДС массива грунта для выявления неблагоприятного влияния факторов на конструктивные элементы регулировочной емкости.

Особенностью проектируемого объекта является наличие в основании фундаментов трех инженерно-геологических элементов общей мощностью 22,6 м, обладающих просадочными свойствами. Прогнозный уровень грунтовых вод составляет 6,3 м, то есть не исключается возможность замачивания массива и соответственно изменение физико-механического состояния грунта под влиянием влаги. Таким образом, возможны значительные деформации конструкций (просадка) под действием внешней нагрузки.

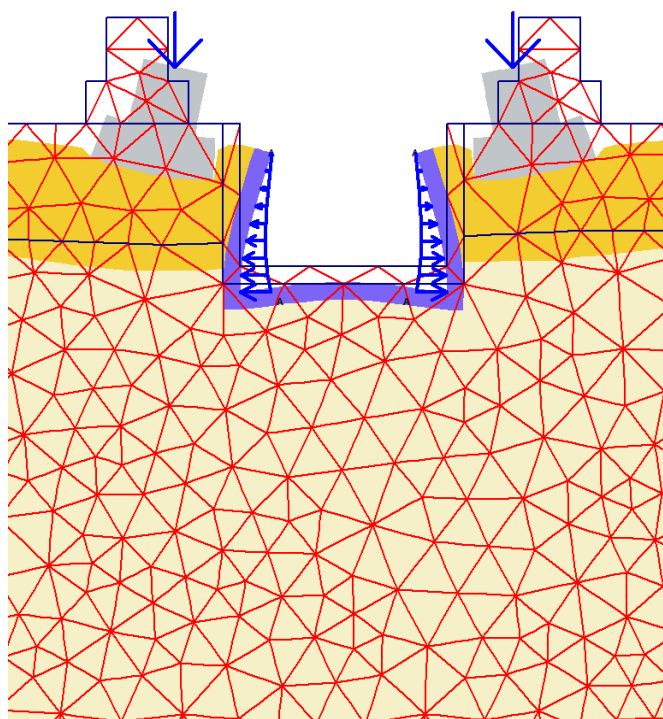
В настоящее время для решения сложных геомеханических задач достаточно широко используют метод конечных элементов. На данном этапе исследований для оценки НДС взаимодействия грунтового массива под фундаментами и в конструктивных элементах емкости, находящихся в непосредственной близости от фундамента решалась плоская задача.

При моделировании учтены фактические размеры фундаментов и емкости. Каждый инженерно-геологический элемент грунтового массива включен в модель в виде слоя соответствующей мощности с учетом значений реальных физико-механических характеристик.

Для оценки НДС состояния грунта были построены модели, отражающие распределение напряжений как без учета регулировочной емкости, так и с ее наличием. Согласно полученным результатам моделирования распределение полей нормальных, распорных и касательных напряжений в массиве грунта от действия приложенной нагрузки соответствует классической теории. Оценка результатов показывает, что наиболее опасными являются напряжения распора, действующие на вертикальную стенку емкости.

Анализируя результаты исследования НДС в основании фундамента, можно отметить, что распределение напряжений в соответствии с классическими положениями [1], помимо гидростатического давления грунта на стенки емкости будут оказывать воздействие и напряжения распора от подошвы фундамента.

Неблагоприятное сочетание таких факторов как: характеристики грунта, нагрузки на фундаменты и малое расстояние до стенок емкости способно вызвать дополнительные деформации и напряжения, которые совместно с рабочими нагрузками, возникающими при эксплуатации емкости, могут привести к



значительным смещениям и даже к разрушению дна, стенки или узла сопряжения стенки с дном (рис.1).

Снижения концентрации напряжений на конструктивных элементах емкости можно добиться смещением зон максимальных распорных напряжений вглубь грунтового массива, то есть ниже глубины заложения дна регулировочной емкости. Этого можно достичь устройством свайного фундамента, прорезав просадочный слой сваями. В этом случае нагрузка будет передаваться на более плотный грунт.

Однако, в случае большой мощности просадочного грунта затраты на устройство свай будут весьма значительными. Поэтому, в данных грунтовых условиях целесообразно рассмотреть возможность устройства висячих

свай.

К настоящему времени в строительстве применяется множество типов и конструкций свай, имеющих как достоинства, так и недостатки. По результатам анализа конструкций и технологии устройства [2,3], были исследованы три варианта свай: забивные; буроинъекционные сваи РИТ (установленные с использованием разрядно-импульсных технологий) и «ТИТАН» (с опрессовкой статическим давлением).

Моделирование забивных свай показывает, что концентрация распорных напряжений наблюдается в забойной части (рис. 2), то есть поставленная задача

решена. Однако для погружения свай требуется громоздкое сваебойное оборудование. Поскольку объем погружаемых свай небольшой, то затраты на транспортировку оборудования будут соизмеримы с затратами на погружение.

Буроинъекционные сваи могут применяться практически для любых грунтовых условий, а по характеру работы относятся к висячим сваям с высокой несущей способностью.

В последнее время широкое распространение в строительстве получили сваи с использованием при установке разрядно-импульсной технологии (РИТ). Сущность технологии РИТ заключается в том, что после бурения скважины и заполнения ее твердеющим материалом (бетонной смесью), производится электроразрядная обработка скважины, которая может производиться как сверху вниз, так и наоборот.

Несущая способность таких свай (РИТ) может достигать сотен тонн, что обуславливается расширением ствола сваи, уплотнением грунта и частичной цементацией грунта вокруг тела сваи. Однако, для обработки скважин этим методом необходимо специальное оборудование, электроразрядные станции УЭГ, способные генерировать мощные разряды с энергией до 100 кДж.

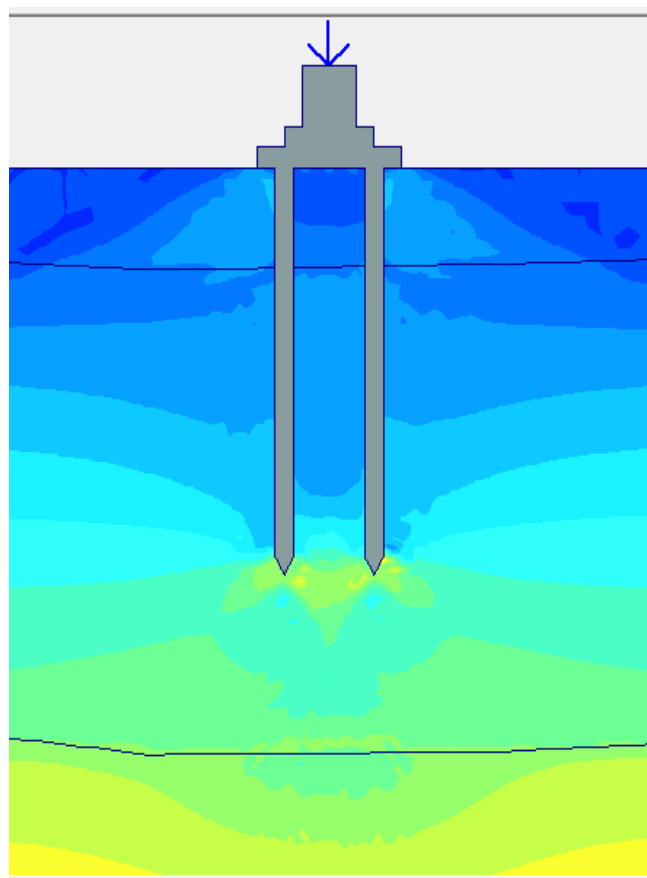


Рис. 2. Распределение распорных напряжений под фундаментом с забивными сваями

Что касается распределения напряжений под подошвой фундамента со сваями РИТ, то моделирование показывает, что качественная и количественная картины практически не отличаются от картин с забивными сваями (рис. 3).

Технология, применяемая немецкой фирмой «Ischebeck GmbH» устройства буроинъекционных свай с использованием одноразовых полых буровых штанг, которые после бурения остаются в теле сваи в качестве трубчатой арматуры, предусматривает объединение технологических операций бурения, армирования и нагнетания в грунтовый массив цементного раствора под избыточным давлением.

Преимуществом данной технологии является возможность применения малогабаритного оборудования и отсутствие динамического воздействия на грунт.

Моделирование фундамента с буроинъекционными сваями по технологии «ТИТАН» (рис. 4) показывает, что максимальная концентрация напряжений распора также наблюдается в основании свай. Максимальная величина распорных напряжений практически совпадает с напряжениями в массиве со сваями РИТ. Однако тангенциальные напряжения кардинально отличаются (рис. 5, 6), что положительно сказывается на напряженном состоянии днища резервуара. Это позволит значительно уменьшить осадку фундамента и деформацию днища емкости.

На основании проведенных исследований устройства свайных фундаментов, находящихся в непосредственной близости от регулировочной емкости, наиболее эффективным можно признать вариант с устройством свай, выполненным по технологии «ТИТАН», поскольку эта технология при равных объемах работ и одинаковых нормальных и распорных напряжениях является менее затратной поскольку не требует дорогостоящего оборудования для их устройства.

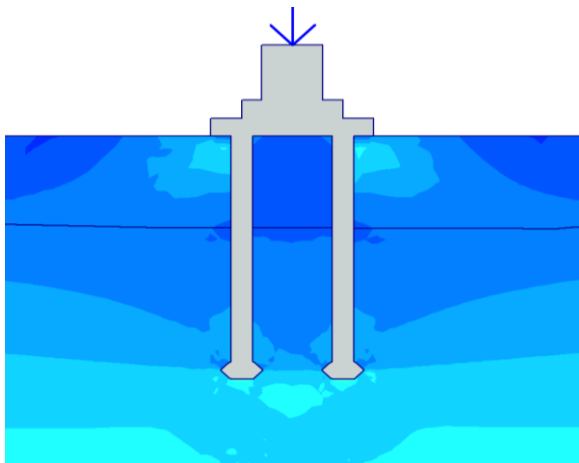


Рис. 3. Распределение распорных напряжений под фундаментом со сваями РИТ

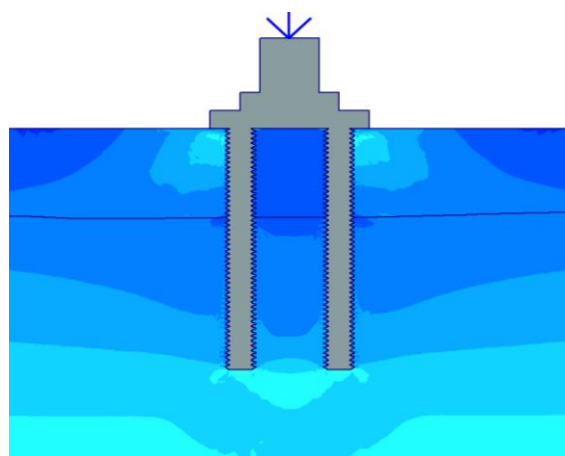


Рис. 4. Распределение распорных напряжений под фундаментом со сваями «ТИТАН»

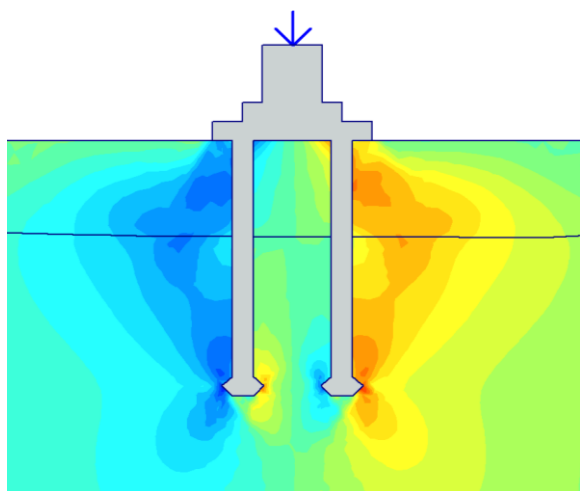


Рис. 5. Распределение касательных напряжений под фундаментом со сваями РИТ

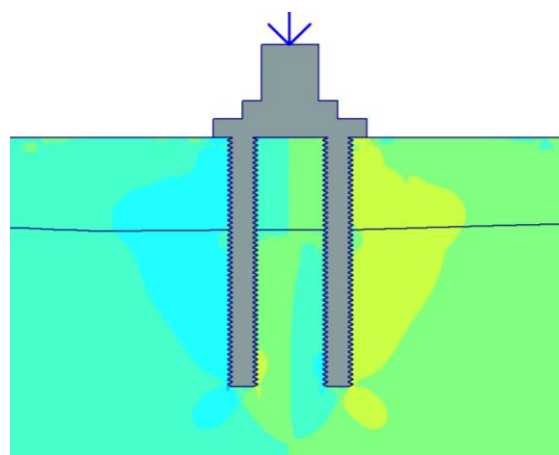


Рис. 6. Распределение касательных напряжений под фундаментом со сваями «ТИТАН»

Библиографический список

1. Цытович Н.А. Механика грунтов: Краткий курс: Учебник. Изд. 4-е - , Издательство ЛКИ, 2008. - 272 с.
2. Готман А.Л. Свайные фундаменты (Обзорно-аналитическая лекция). / Российская геотехника – шаг в XXI век. Труды Юб. Конф. Посв. 50 летию РОМГГиФ, Москва, 15-16.03.2007. -16 с.
3. Рекомендации по применению буринъекционных свай. – М.: НИИОСП им. Н.М. Герсеванова. 2001. – 115 с.

Маиурка С.В., соискатель, Кузьева О.А., студентка, Солодянкин А.В., проф., д.т.н., профессор каф. СГГМ, Государственный ВУЗ «НГУ», г. Днепрпетровск, Украина

ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В ОКРЕСТНОСТИ ВЫРАБОТОК ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ШАХТЫ «ЮЖНОДОНБАССКАЯ №1»

Приведены результаты исследований геомеханических процессов в приконтурном массиве выработки выемочного участка в условиях ШУ «Южнодонбасское №1». Рассмотрен способ крепления выработки с применением, помимо металлической крепи, анкеров. На основе метода конечных элементов выполнено моделирование этапов эксплуатации выработки вне и в зоне влияния очистных работ. Выполнена оценка эффективности анкерного крепления для повышения устойчивости породных обнажений.

The results of the study of geomechanical processes in the rock mass around mine excavation area in a Coal Company "Yuzhnodonbasskaya №1". The way of consolidate development workings with, in addition to the metal supports, anchors. On the basis of the finite element method modeled stages of operation and workings is in the area of influence of mining works. The evaluation of the effectiveness of anchor to enhance the stability of rock outcrops.

Введение. Интенсификация горных работ на шахтах требует реализации комплекса мероприятий, направленных с одной стороны на повышение надежности и безопасности труда, с другой стороны на снижение стоимости и материалоемкости технологических средств. В этом плане повторное использование выработок позволит существенно сократить затраты на подготовку новых добычных участков, снизит себестоимость угля и повысит безопасность труда рабочих в сложных условиях глубоких шахт.

Актуальным является этот вопрос для Шахтоуправления «Южнодонбасское №1», годовой объем добычи угля на котором составляет 900 тыс. т. На шахте работают 3 очистных забоя. Объем проведения подготовительных выработок составляет 8 км в год.

Условия залегания месторождения являются сложными. Все угольные пласты по мощности относятся к тонким и очень тонким. Вмещающие породы склонны к обрушению, пучению и к потере устойчивости даже при незначительном размокании. Концентрация горных работ очень высокая. Применяемые в настоящее время средства крепления и поддержания выработок не обеспечивают их эксплуатационного состояния.

Анализ исследований и публикаций. Вопросы поддержания выработок при добыче угля рассматривались многими учеными и организациями. Сегодня имеется целый ряд решений, позволяющих, в отдельных случаях, надежно и эффективно проводить отработку угля с сохранением подготовительных выработок в эксплуатационном состоянии [1, 2 и др.]. Однако в каждом конкретном случае необходимо учитывать специфику горнотехнических и горно-геологических условий, что предполагает проведение комплекса исследований для обоснования рациональных параметров способа.

Поддержание выработки для повторного использования представляет очень сложную в научном и техническом плане задачу. Такая выработка в процессе эксплуатации последовательно испытывает различные по направлению и величине сочетания нагрузок. Поэтому, конструкция крепи и способы охраны должны

эффективно работать на всех этапах: вне зоны влияния очистных работ; в зоне влияния первой лавы; на сопряжении с первой лавой; в зоне влияния второй лавы. На каждом этапе должны быть приняты соответствующие рассматриваемым условиям системы крепления.

Постановка задачи. Целью проводимых исследований является обоснование решений по обеспечению устойчивости подготовительных выработок для повторного использования в условиях шахты «Южнодонецкая №1».

Результаты исследований, приведенные в данной статье, посвящены рассмотрению первого этапа эксплуатации выработки – после ее проведения и до подхода очистного забоя, что в условиях слабых вмещающих пород является актуальным вопросом.

Опыт поддержания выработок в сложных условиях эксплуатации свидетельствует, что эффективным способом обеспечения их устойчивости является применение рамно-анкерной крепи, что позволяет предупредить расслоение приконтурного массива, большие деформации и смещения пород [3].

В качестве метода исследований принято численное моделирование с использованием современных программных комплексов.

Материалы и результаты исследований. В качестве объекта исследований выбран выемочный участок 12-й западной лавы пл. C_{18} (рис. 1). Порядок отработки – обратным ходом. Длина лавы 230 м. Длина выемочного участка 1050 м. Вынимаемая мощность пласта – 1,09 м.

Исходные данные к расчетам следующие. Начальное поле напряжений, создаваемое весом вышележащих пород для заданной глубины: $\sigma_y = \gamma H = 10$ МПа. Здесь $\gamma = 25$ кН/м³ – объемный вес пород, H – глубина разработки, принятая равной 400 м на данном горизонте. Граничные условия задаются в перемещениях – все границы жестко закреплены. Граница выработок свободна от напряжений. Физико-механические свойства вмещающих пород приведены в табл. 1.

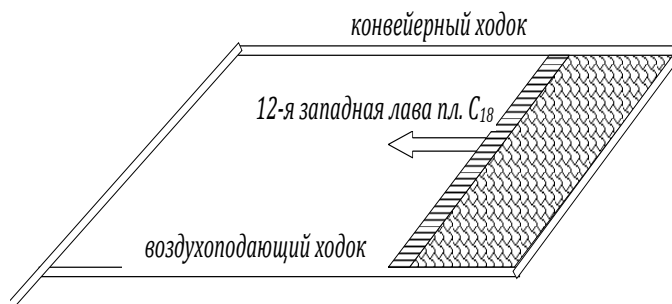


Рис. 1. Выкопировка с плана горных работ выемочного участка 12-й западной лавы пл. C_{18}

Таблица 1.

Физико-механические характеристики угля и вмещающих пород

Название характеристики	Уголь	Песчаник	Алевролит	Аргиллит
Модуль упругости (Юнга), МПа	9200	5700	2900	3000
Коэффициент Пуассона	0,26	0,25	0,25	0,25
Прочность на сжатие, МПа	20	50	25	23

Вычислительная программа «Phase-2» [4], реализующая метод конечных элементов, позволяет имитировать поэтапное образование выработок в неупругой среде путем изменения граничных условий, учитывая на каждой последующей стадии в качестве начальных деформации, реализованные на предыдущей стадии формирования напряженно-деформированного состояния (НДС).

Моделировалось несколько стадий для определения НДС области массива, включающего конвейерный ходок и 12-ю западную лаву пл. С₁₈. На рис. 2 показана расчетная схема к решению плоской задачи о НДС породного массива.

Изначально моделировалась одиночная выработка (конвейерный ходок 12-й западной лавы). На следующем этапе в расчетную схему включается система из двух спаренных анкеров длиной 2.4 м, установленных через металлический подхват в районе замков крепи в кровлю выработки. Сталеполимерные анкера имитировались средствами «Phase-2» как стальные стержни, закрепленные в массиве полимером.

Применяемый метод исследований позволяет определить область разрушенных пород (неупругая стадия деформирования) которые и создают нагрузку на крепь выработок. Найти эту область можно на основе принятой теории прочности.

Наиболее апробированным и широко применяемым в прикладных программных пакетах, является критерий прочности Хоека-Брауна, который позволяет оценить степень разрушения пород в рассматриваемой точке среды от совокупного воздействия нормальных и касательных напряжений, учитывая при этом природную и техногенную нарушенность пород. Вычислительная программа «Phase-2» содержит модуль, реализующий проверку обобщенного критерия Хоека – Брауна, который имеет вид:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a, \quad (1)$$

где σ_1 и σ_3 – максимальные и минимальные напряжения в массиве, m_b – константа Хоека-Брауна для массива пород, s и a – постоянные величины, учитывающие генезис и состояние пород, σ_{ci} – предел прочности на одноосное сжатие пород в интактном состоянии.

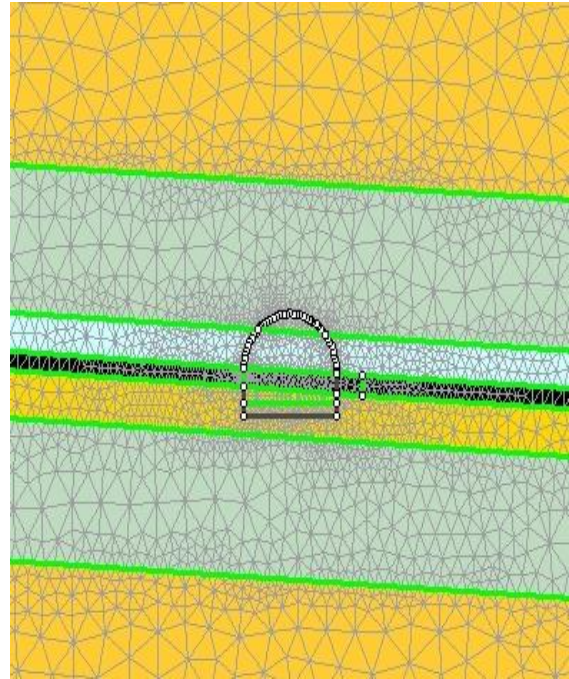


Рис 2. Расчетная схема – моделирование нетронутого породного массива

Критериальное соотношение (1) проверяется в каждой точке массива и таким образом выявляется зона разрушения, образующаяся в результате концентрации напряжений в окрестности выработок. На рис. 3 показана ЗНД в соответствии с критерием Хоека-Брауна на стадии формирования выработки.

Вес пород зоны разрушения, приходящийся на 1 м выработки, а, значит, и нагрузку на крепь можно определить как произведение:

$$P = \gamma \cdot S \cdot k_d,$$

где S – площадь зоны неупругих деформаций пород; $k_d = 2.0$ – коэффициент динамичности.

Из рис. 3 видно, что при проходке конвейерного ходка вне зоны влияния очистных работ образуется ЗНД высотой 3 м, что, при ширине выработки 4.2 м составит площадь разрушения 12.6 м², а вес пород, создающий нагрузку на 1 м выработки $P = 63$ т. Такая нагрузка сопоставима с несущей способностью крепи КМП-АЗРЗ-13,4 ($P_{нес} = 55.3$ т/раму) с шагом установки 0.8 м. Создаваемый ею отпор составляет $55.3/0.8 = 69.1$ т/м.

Таким образом, вне зоны влияния лавы нагрузка со стороны массива на конвейерный ходок вполне компенсируется установкой металлической крепи КМП-АЗРЗ-13,4.

Для определения перемещений использована упруго-пластическая модель деформирования, основанная на соотношениях теории прочности Хоека-Брауна. Значения перемещений (0.45 м в почве, 0.44 м в кровле, 0.36 м в боках) соответствуют реальным величинам для условий 12-й западной лавы пл. C_{18} . Совпадение расчетных и наблюдаемых значений достигнуто путем корректировки констант s , a , m входящих в (1) и учитывающих генезис и структуру породного массива на основе анализа геологической информации и визуального обследования структуры массива пород.

Сравнение расчетных величин и реального состояния выработки показывает, что деформационная модель среды в рамках программы «Phase-2» откалибрована и ее можно использовать для прогноза проявлений горного давления в более сложных условиях.

Под воздействием опережающей волны горного давления смещения пород в конвейерном ходке интенсифицируются, особенно в почве. В этот момент для стабилизации смещений и подготовки выработки к подходу лавы устанавливаются сдвоенные анкеры в районе замков арочной крепи. На рис. 4 показаны смещения пород на расстоянии 0.5 м от контура до установки анкеров, а на рис. 5 – после установки анкеров. Введение двух сдвоенных анкеров стабилизирует развитие перемещений в непосредственной близости от их установки. Смещения в окрестности выработки на расстоянии 0,5 м от контура уменьшились на 50% (от 0,13 до 0,06 м).

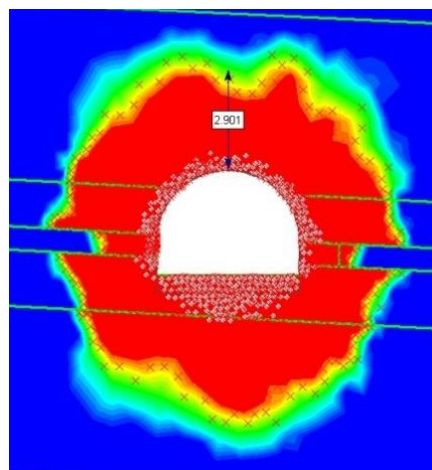


Рис. 3. Зона разрушения на стадии проведения выработки

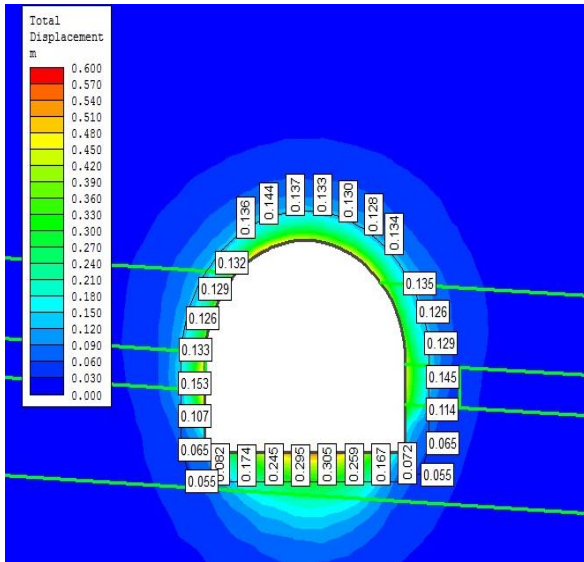


Рис. 4. Смещения пород в выработке до установки анкеров

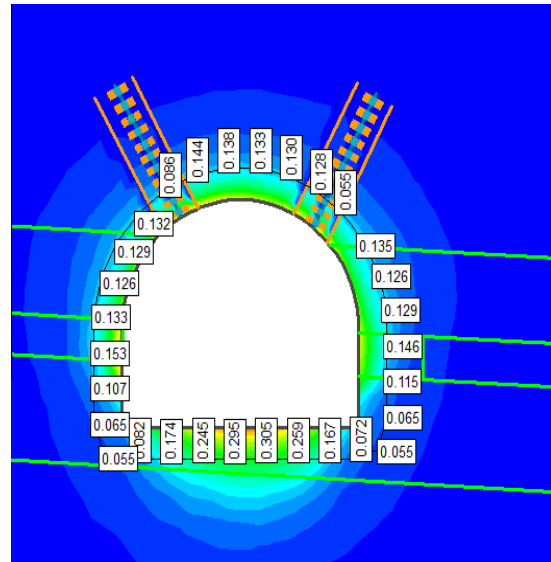


Рис. 5. Смещения пород в выработке после установки анкеров

При подходе лавы к конвейерному ходу начинает воздействовать опережающая волна горного давления и зона разрушения увеличивается. Непосредственно на сопряжении выработки с лавой (выработка в окне лавы) зона разрушения охватывает большую область пород и над подготовительной и над очистной выработкой (рис. 6). Площадь зоны разрушения непосредственно над конвейерным штреком составляет 19,3 м². Нагрузка на крепь (с учетом коэффициента динамичности, равным 2,0) достигает 96,5 т/м.

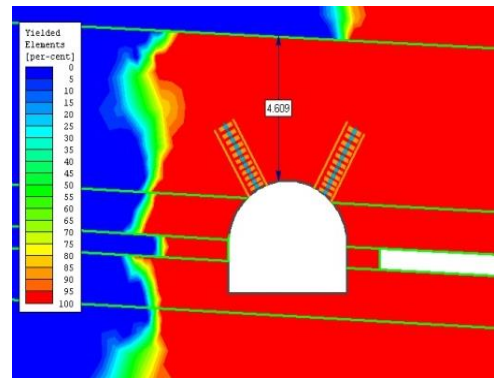


Рис. 6. Зона разрушения вокруг выработки в окне лавы

Для создания дополнительного отпора устанавливается деревянная ремонтина под каждую арку, несущая способность которой составляет 30 т. Общий отпор системы крепи КМП-АЗРЗ с шагом 0,8 м составит при этом $P_{н.общ} = (55+30)/0.8 = 106.6$ т/м. Следовательно, используемый на настоящий момент способ крепления конвейерного ходка 12-й лавы обеспечивает устойчивость выработки при шаге крепи 0,8 м. При этом следует отметить, что запас прочности крепи составляет $k_{зан} = 106,6/96 = 1,11$. Такая незначительная величина запаса прочности не позволяет считать способ надежным при ухудшении условий, а также уменьшать плотность крепи с целью снижения затрат.

Увеличить несущую способность крепи ходка можно путем установки дополнительных анкеров в местах наибольших деформаций контура – в бока выработки ниже пласта под углом 25° к горизонту.

По современным представлениям установка анкеров даже непосредственно в забое выработки практически не способствует уменьшению ЗНД, но блокирует развитие смещений пород. Таким образом, основной величиной, которая показывает эффективность анкерной системы, являются смещения пород приконтурной зоны.

При попадании сечения ходка в окно лавы наличие анкеров стабилизируют перемещения пород на уровне 0.3...0.4 м на контуре выработки со стороны

нетронутого массива. Со стороны лавы смещения развиваются до 0.6...0.7 м, что говорит о необходимости дополнительных мер крепления и охраны в районе бровки.

Результаты показывают, что установка анкеров в кровле и почве позволяет снизить смещения в боках выработки на 45%, в кровле – на 35% (рис. 7 и 8).

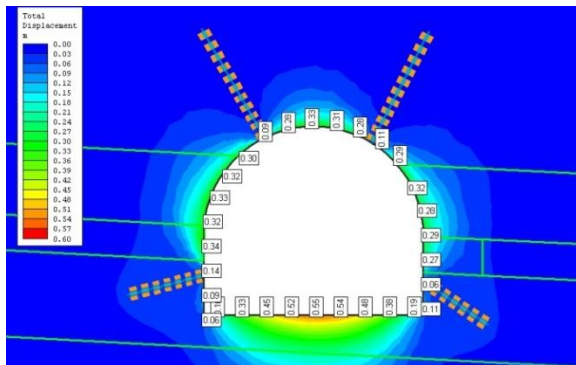


Рис. 7. Смещения контура выработки при наличии анкеров до подхода лавы

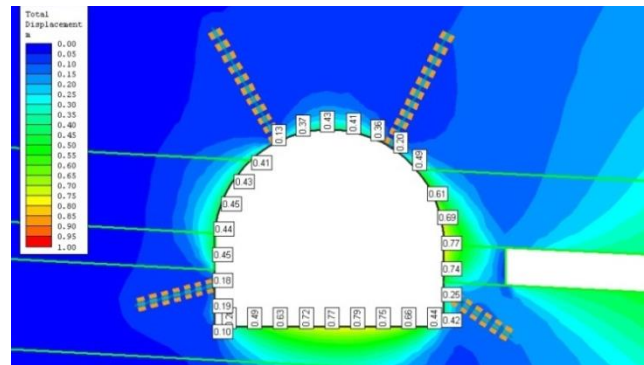


Рис. 8. Смещения контура выработки, закрепленной анкерами при подходе лавы

Выводы. Деформационная модель породной среды, реализованная программой «Phase-2», адаптирована к условиям 12-й лавы ШУ «Южнодонецкое №1». Моделирование различных этапов эксплуатации ходака 12-й лавы, показало, что запас прочности существующей крепи минимален и не позволяет снизить ее металлоемкость. Введение анкеров является эффективным средством для стабилизации смещений контура выработки. Дальнейшим совершенствованием системы крепления может быть применение канатных анкеров, хорошо зарекомендовавших себя в зоне влияния очистных работ.

Библиографический список

1. Скипочка С.И., Усаченко Б.М., Куклин В.Ю. Элементы геомеханики углеродного массива при высоких скоростях подвигания лав. – Днепропетровск: Лира ЛТД, 2006. – 248 с.
2. Байсаров Л.В. Новые условия хозяйствования требуют новых технологических решений // Уголь Украины. – 2007. – № 7. – С. 3-6.
3. Shashenko A., Solodyankin A., Gapietiev S. Bifurcational model of rock bottom heaving in mine workings // New techniques and technologies in mining. Proceedings of the school of underground mining, Dnipropetrovs'k, Ukraine, 12-18 september 2010. p. 71-76.
4. Phase². Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. version 8.0 // Режим доступа: <https://www.rocscience.com/products/3/Phase2>.

В.Г. Кравець, докт. техн. наук, проф., О.А. Темченко, докт. техн. наук, проф.

ПЕРСПЕКТИВИ СТАЛОГО РОЗВИТКУ ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ У КОНТЕКСТІ ЗНИЖЕННЯ ЕНЕРГОЄМНОСТІ ВИРОБНИЦТВА

Постановка проблеми та її зв'язок з важливими науковими та практичними завданнями. Поклавши в основу подальшого розвитку держави інтереси людини, її прагнення жити і творити в гармонії з природою, взявши до уваги основні ідеї та принципи, декларовані на конференції ООН з навколишнього середовища і розвитку за

47 основними напрямками діяльності (Ріо-де-Жанейро, 1992 р.), Україна започатковує процес змін, які за характером та обсягом експлуатації ресурсів, стратегією інвестування, спрямуванням освіти та науково-технічного прогресу, захищеністю життєдіяльності відповідатимуть сьгоднішнім і майбутнім потребам, створять сприятливі умови для збереження навколишнього природного середовища і природно-ресурсного потенціалу держави та розвитку нації - основи всіх форм життя, тобто започатковує перехід на шлях сталого розвитку. Основні засади сталого розвитку визначені ООН як стратегія розвитку на XXI століття.

В результаті попередньої господарської діяльності в Україні склалася вкрай нераціональна структура природокористування, яка є наслідком нагромадження за багато десятиріч структурних деформацій господарства, домінування природомістких галузей промисловості, ресурсо- та енергоємних технологій, переважного використання невідновлювальних природних ресурсів, сировинної орієнтації експорту, надмірної концентрації виробництва в окремих регіонах держави. Нинішня структура економіки в цілому залишається неефективною та екологічно небезпечною. Енергоємність валового внутрішнього продукту не знижується, а структурна перебудова економіки відбувається в основному як нерегульований з точки зору сталості процес. Зношення основних фондів, яке в деяких галузях доходить до 90 %, є причиною низької економічної ефективності виробництва, високих енергетичних, ресурсних та фінансових витрат, що визначає низьку якість продукції та її неконкурентоздатність. При цьому екологічна ситуація в Україні носить кризовий характер, а рівень техногенного навантаження на природне середовище перевищує аналогічний показник розвинутих держав у 4 - 5 разів.

Однією з основних проблем вітчизняної економіки є висока енергоємність валового внутрішнього продукту (ВВП), що за даними Міжнародного енергетичного агентства складає 0,89 кг умовного палива на 1 дол. США. Цей показник у 2,6 рази перевищує рівень енергоємності розвинених країн світу (0,34 кг на 1 дол. США) [1]. Гірничодобувна галузь промисловості є одним із найбільших споживачів енергії. На гірничо-збагачувальних комбінатах використовують в основному електроенергію, дизельне паливо, енергію вибухових речовин (ВР), природний газ, технічну воду. Вирішення вказаної проблеми передбачено законодавством України, зокрема, Законом України «Про енергозбереження» [2], а також нагальною необхідністю забезпечення конкурентоспроможності вітчизняного гірничо-збагачувального виробництва в умовах зростання цін на енергоресурси на світовому ринку.

Аналіз останніх досліджень та публікацій. Основними причинами високої наскрізної енергоємності продукції у гірничо-металургійному комплексі (ГМК) України є технологічна застарілість основних виробничих процесів, надмірна зношеність основних засобів (понад 65 % повністю вичерпали термін експлуатації), низька ефективність допоміжних виробництв, перш за все, енергетичного господарства, слабе використання вторинних джерел енергії, низький рівень автоматизації та комп'ютеризації виробничих і організаційно-управлінських процесів. При цьому слід зауважити, що більшість гірничорудних підприємств за економічної кризи 90-х років минулого сторіччя працювали без проведення докорінної реконструкції, відновлення устаткування, впровадження прогресивних технологій та нормативів. У зв'язку з цим, Україна суттєво відстає від провідних країн світу за енергоємністю металопродукції, що виробляється [3].

Споживання енергоресурсів на виробництво металургійної продукції суттєво перевищує енерговитрати закордонних виробників вже з перших переділів. Найбільш суттєва різниця в енергоємності основних видів продукції чорної металургії має місце при виробництві агломерату (27 %), чавуну (34 %) та прокату (78 %). При цьому

наскрізна енергоємність прокату враховує витрати енергоресурсів на видобуток і збагачення залізної руди, виробництво коксу, агломерату та обкотишів, виплавку чавуну та сталі.

Виділення невирішених раніше питань загальної проблеми. Проблема енергозбереження розглядалась багатьма закордонними і вітчизняними вченими, якими закладено теоретико-методичні та методологічні основи її вирішення [4, 5, 6]. Разом з тим, у теперішній час потребують поглибленого вивчення проблеми сталого розвитку вітчизняних підприємств у контексті зниження енергоємності гірничо-збагачувального виробництва, а також проведення додаткових наукових досліджень з урахуванням специфіки витрачання енергетичних ресурсів на гірничорудних підприємствах.

Формулювання цілей статті (постановка задачі). Аналіз стану енергопостачання на гірничорудних підприємствах свідчать про те, що витрати енергетичних ресурсів суттєво впливають на конкурентні позиції вітчизняних виробників на ринках залізовмісткої продукції. Наявність великої кількості факторів впливу обумовлює необхідність проведення ґрунтовних досліджень, направлених на вирішення проблеми енергозбереження на гірничо-збагачувальному виробництві.

Викладення основного матеріалу досліджень. Одним з основних показників конкурентоспроможності гірничорудних підприємств є собівартість видобутку та первинної переробки руди. Середня собівартість видобутку залізної руди в Україні складає приблизно \$ 15-20 за тонну, в той час як собівартість виробництва концентрату (при вмісту Fe 65%) близько \$ 30-35 за тонну. Для порівняння, собівартість залізорудної сировини (при 67% Fe) світових виробників (Австралія та Бразилія) на сьогоднішній день становить близько \$ 20 за тонну. Однією з найвагоміших складових виробничої собівартості продукції гірничорудних підприємств є енергетичні витрати, питома вага яких в різні роки коливалась в діапазоні від 9 до 12% для підприємств з підземним способом видобутку та від 4 до 35% для підприємств з відкритим способом видобутку корисних копалин.

Такий високий відсоток енергетичних ресурсів в собівартості залізорудної продукції обумовлено тим, що зростання обсягів її виробництва в Україні здійснювалось, в основному, за рахунок видобутку **відкритим способом** бідних магнетитових кварцитів з низьким вмістом корисного компоненту в руді (заліза магнітного), їх глибокого збагачення і огрудкування тонкоподрібнених кварцитів та багатих аглоруд методом агломерації та огрудкування. Процес рудопідготовки та збагачення бідних залізних руд характеризується великими витратами електроенергії та матеріалів, особливо при дробленні та подрібненні гірських порід. Сукупне споживання електроенергії підприємствами залізорудної галузі України в 2010 склало 3% від загального енергоспоживання в державі. Із загального обсягу споживання електроенергії на видобуток залізної руди та виробництво концентрату припадає 64%, на виробництво агломерату - 21%, на випуск обкотишів - 15%. Майже всі гірничорудні підприємства України були спроектовані, користуючись принципом «енергоозброєння», а не «енергозбереження». І як результат, витрати енергоресурсів у процесі виробництва залізовмісткої продукції набагато перевищують аналогічні показники на окремих іноземних підприємствах.

Для України, як однієї з найбільш енергозалежних держав, загальносвітове підвищення цін на енергетичні ресурси вимагатиме радикальної зміни своєї енергетичної політики, що обумовлює пріоритетні дослідження перспектив сталого розвитку вітчизняних підприємств у контексті впровадження організаційно-технологічних заходів щодо зниження енергоємності гірничо-збагачувального виробництва (лист 1).

Концепція сталого розвитку гірничорудного підприємства



Рис. 1 Концепція сталого розвитку гірничорудного підприємства

В теперішній час у загальній структурі енерговитрат на частку видобутку залізної руди припадає близько 12% (6,4-8,3 кВт*год на тону руди). Найбільш енергоємні процеси на руднику - це внутрішньокар'єрний транспорт (3,0-3,5 кВт*год на тону руди) і транспортування руди з кар'єру на збагачувальну фабрику (2-3 кВт*год на тону руди) [7]. Цикл збагачення залізної руди витрачає 19,07 % всіх енергоресурсів комбінату і є основним споживачем електроенергії - 44,08 % загальних витрат, а на подрібнення руди приходить до 30 % цих витрат (табл. 1).

Таблиця 1

Орієнтовний розподіл сумарних енерговитрат по технологічним процесам на гірничо-збагачувальних комбінатах (ГЗК) України, (%)

Розподіл енерговитрат	Видобуток і транспортування гірничої маси	Збагачення	Хвостове господарство й водообіг	Огрудкування	Допоміжні цехи
Сумарні енерговитрати	14,53	19,07	7,96	53,12	5,32
у тому числі електроенергія	6,68	44,08	18,98	8,29	21,97

Розглянемо детальніше перспективні організаційно-технологічні заходи з позиції можливості зниження енергоємності гірничого виробництва на окремих стадіях видобутку і переробки залізної руди на глибоких кар'єрах та гірничозбагачувальних і агломераційних фабриках в умовах загострення кризових явищ в економіці України та зниження цін на ринку ЗРС.

Характерною особливістю відкритих гірничих робіт є безперервне переміщення рудних вибоїв, що потребує переміщення основних машин і механізмів - екскаваторів, бурового устаткування, вибійних конвейерів тощо. Багаторазове пересування призводить до підвищення механічних навантажень на корпуси електрообладнання, на кріплення електроапаратів та ізоляторів, що в кінцевому підсумку суттєво збільшує енерговитрати в грошовому виразі. Щорічне зростання електроспоживання на 1 т

залізовмісткої продукції обумовлено з одного боку, збільшенням обсягів видобутку й переробки твердих корисних копалин й, з іншого боку, постійним погіршенням гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки родовища зі збільшенням глибини кар'єрів. Середньозважена глибина залізорудних кар'єрів у цей час становить понад 400 м та щорічно збільшується на 8-10 м і наближається до критичних відміток, після яких необхідно буде переходити на комбінований відкрито-підземний спосіб подальшої розробки переважної кількості родовищ. Тому, дослідження залежності електроспоживання від глибини кар'єрів з економічної точки зору мають важливе наукове й практичне значення як для діючих, так і для кар'єрів, що проектуються. Основним змістом цих досліджень є встановлення характеру й ступені впливу глибини розробки родовища на ріст електроспоживання як по залізорудних кар'єрах у цілому, так і по окремих технологічних процесах з урахуванням наявної технології ведення гірничих робіт.

Найбільш об'єктивним показником електроспоживання є питома витрата електричної енергії на одиницю виконаної роботи: 1 м пробуреної свердловини для підрильних робіт; 1 т видобутої корисної копалини; 1 м³ виконаних розкривних робіт; 1 т перевезеної гірничої маси. Тому, раціональне використання, насамперед, електроенергії пов'язане у значній мірі із впровадженням технічно обґрунтованих норм її витрат, які визначають із урахуванням специфіки гірничого виробництва й прийнятих на ньому технологічних процесів на основі використання науково обґрунтованих методів нормування й планування енергоспоживання на окремих переділах (стадіях) видобутку і переробки залізорудної сировини.

Зокрема, усі заходи щодо енергозбереження на стадії видобутку залізної руди у кар'єрі можуть бути розділені на кілька технологічних напрямків, основними серед яких є удосконалення: технології обурювання робочих уступів; технології підрильного руйнування; технології екскавації гірничої маси; технології транспортування гірничої маси. Крім того, необхідно прагнути, щоб руйнування руди на кожній попередній стадії здійснювалося таким чином, щоб воно знижувало енергоємність на наступних стадіях. Наприклад, на стадії обурювання масиву слід застосовувати такі техніку й технологію, які б дозволяли одержувати зарядні порожнини заданої конфігурації та сприяли підвищенню ефективності підрильної відбійки руди від масиву.

Так, аналіз звітних даних по кар'єру ПАТ «ІнГЗК» у 2013 році показав, що при розмірі середнього куска підірваної гірничої маси 450 мм питома витрати електроенергії на екскавацію склали 1,58 кВт*год/м³, тоді як при розмірі середнього куска 200 мм енергоємність екскавації не перевищувала 0,6 кВт*год/м³. При цьому у першому варіанті витрати електроенергії зросли в 2,63 рази. Отже, отримано підтвердження закономірностей, що запропоновані у роботі [8, с. 101] відносно наведеної енергетичної шкали екскавації, переваги якої, насамперед, полягають у її універсальності, тобто значення питомої енергоємності навантаження практично не залежать від марки екскаватора типу механічна лопата. Енергетичну шкалу, доцільно, використовувати для оцінки якості вибуху. Крім того, на відміну від традиційного способу визначення якості вибуху по гранулометричному складу гірничої маси, така оцінка є більш об'єктивною, оскільки включає весь комплекс фізико-технічних параметрів вибою.

Таким чином, незадовільна якість дроблення обумовлює високу енергоємність екскавації. Зрозуміло, що неоднорідність розміру кусків породи - серйозний недолік, властивий підрильним роботам. Тому, велике значення має гранулометричний склад підірваної породи - кількісне співвідношення вмісту кусків (часток) різної крупності у відбитій гірничій масі. Виходячи із цього, підрильні роботи необхідно проводити так, щоб у результаті первинного підривання гірський масив був рівномірно роздроблений

на транспортабельні куски породи, а вихід негабаритних блоків зведений до мінімуму, тобто ступінь дроблення породи відповідав параметрам виймально-навантажувальних і транспортних машин та устаткування.

Відомо, що при всіх незаперечних перевагах автомобільного транспорту ефективність його застосування на кар'єрах обмежується досить значною витратою дизельного палива. У теперішній час частка кар'єрного автотранспорту в загальному обсязі споживаного палива досягає 70-80 %. Традиційні методи зниження витрат дизельного палива, що використовуються на сучасних гірничорудних підприємствах як правило, не приносять бажаного ефекту. Змінити ситуацію в цьому можна тільки на основі комплексного підходу до вирішення питання зниження енергоємності транспортування гірничої маси. Як відомо, витрати палива кар'єрними самоскидами залежить від великої кількості взаємозалежних факторів конструктивного, організаційно-технічного й технологічного характеру, а також визначається сезонно-кліматичними умовами експлуатації машин. Тому у кожному конкретному випадку необхідно розробляти заходи щодо економії палива, наприклад, застосування компенсаційних ухилів на глибоких горизонтах залізородних кар'єрів.

При цьому, енергетичні витрати при переміщенні залізної руди в кар'єрі практично не залежать від її фракційного складу (розмірів куска). Натомість зменшення енергоємності транспортування (перш за все, витрат дизельного палива) пов'язане з впливом важливих факторів, насамперед, висоти підйому вантажу при забезпеченні оптимального ухилу шляху, відстані транспортування, технічного стану автосамоскидів, якості та ширини дорожнього покриття тощо.

Енерговитрати на стадії дроблення в основному пов'язані з модернізацією устаткування й доборою оптимальних параметрів виробничого процесу (рис. 2).

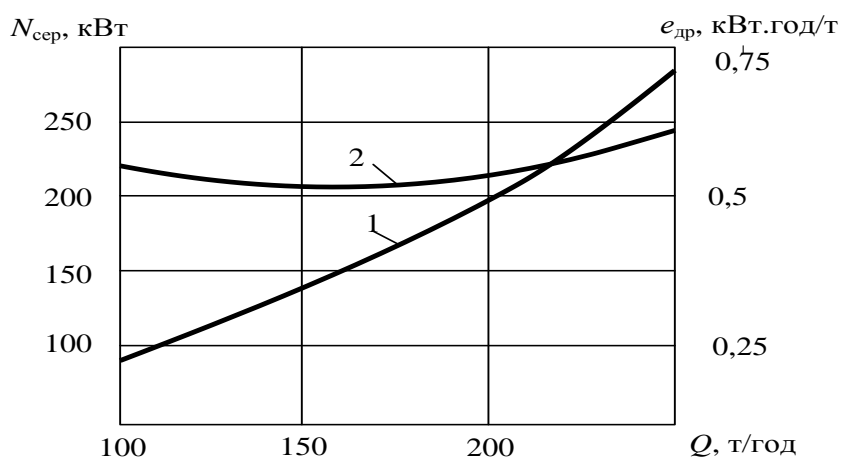


Рис. 2. Зміна потужності, що споживається $N_{сер}$ (1) та питомої енергоємності дроблення $e_{др}$ (2) в залежності від ступеня завантаження конусної дробарки (Q)

У порівнянні зі стадією підривної відбійки гірничої маси на залізородних кар'єрах ці заходи більш витратні й, у ряді випадків, вимагають проведення капітальної реконструкції усього комплексу дроблення. Відомо, що у процесах дроблення і подрібнювання залізної руди енергія руйнування залежить від трьох факторів: властивостей вихідного матеріалу - його міцності, наявності великих і дрібних тріщин, абразивності; крупності вихідних часток до дроблення й заданої крупності кінцевих часток після дроблення; способу руйнування часток. Так, аналіз звітних даних дробарної фабрики ПАТ «ІнГЗК» в 2013 році показує, що при розмірі середнього куска підірваної гірничої маси 400 - 450 мм питомі витрати електроенергії становлять 3,13 кВт*год/т, тоді як при розмірі середнього куска 200 мм енергоємність дроблення не

перевищувала 2,0 кВт*год/т. При цьому витрати електроенергії на переділі дроблення руди зросли в 1,57 рази.

До основних технологічних факторів, що впливають на питоме електроспоживання збагачувального виробництва відносять: вміст заліза в руді (%); вміст вологи в підсумковому концентраті (%); обсяг переробленої руди (т); продуктивність кульових млинів (т/год); обсяг руди, що направлена на повторне подрібнювання (т); щільність класифікатора на виході із млина мокрого самоподрібнювання (гр/літр). Крім того, варто зазначити також специфічні показники технологічного процесу переробки залізорудної сировини в кульових млинах, зокрема: характеристика вхідного продукту (крупність – номінальна крупність вхідної руди $d_n=25$ мм; міцність залізної руди на родовищах України по шкалі проф. Протод'яконова складає 16-20, середня 18; щільність руди (3,27- понад 3,48 т/м³ тощо); характеристика технологічного устаткування (для кульових млинів, як найбільш енерговитратних агрегатів – до 80% енерговитрат на стадії подрібнення залізорудної сировини по переділу збагачення) - діаметр та довжина барабану, зношування футеровки); характеристика кінцевого продукту (для кульових млинів ступінь (стадія) подрібнення за умови що ККД (коефіцієнт корисної дії) редуктора млина МШР-3600х4000 - 0,89, а ККД електродвигуна – 0,94); експлуатаційні показники технологічного процесу – для кульових млинів: споживана потужність кульових млинів (кВт); частота обертання ($\psi=0,78$ - 18 обертів/хвилину); 0,87 – 20 оберт./хв.); кульове завантаження млина (

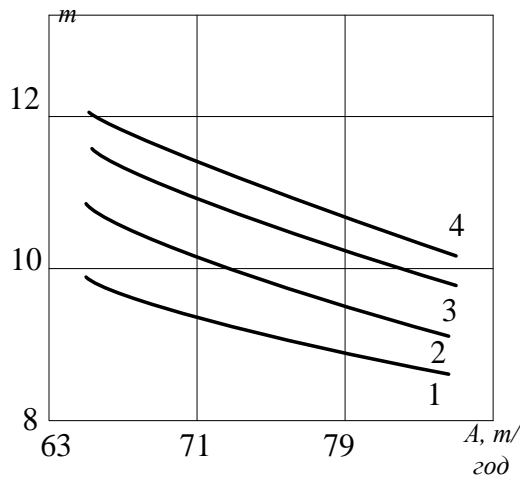
$$\varphi = \frac{V_k}{V} = \frac{\text{обсяг, що зайнятий кулями}}{\text{загальний робочий обсяг млина}} = 0,36-0,42);$$

підтримання оптимального режиму роботи збагачувального устаткування з мінімальною енергоємністю ($\omega = \frac{P}{A} = \frac{\text{енергія (потужність)}}{\text{продуктивність устаткування секції}}$ кВт*год/од. прод.).

Необхідно зазначити, що сама енергоємна технологічна операція збагачення сирової руди за питомим споживанням енергії (електроспоживання) - це подрібнення (наприклад, для ПАТ «ПівдГЗКа» на неї приходить близько 80% енерговитрат); перекачування пульпи насосами – понад 8%; зневоднення концентрату – 5,84%; сепарація і дешламація – 1,65%; завантаження млинів 1 стадії – 0,87%; транспортування готового концентрату на склад – 0,85%; інше електроспоживання по переділу (зварювання, освітлення, робота кранів) – 4,76% [9]. Зрозуміло, що основним споживачем електроенергії на ГЗК за вищенаведеної кількості операцій по переділу збагачення будуть рудозбагачувальні фабрики. Так, дві РЗФ ПАТ «ПівдГЗКа» споживають разом понад 55% електроенергії, що використовується на комбінаті. Для порівняння агломераційна фабрика споживає лише 12 % електроенергії; шламове господарство (транспортування відходів виробництва в хвостосховища) – близько 10%; залізничний цех- 7,58%; силовий цех – 6,2%; дробарна фабрика – 4,33%; рудник – 2,64%; кисневий цех – 1,59%; інші споживачі – 1,29%.

Таким чином, для мінімального споживання електроенергії на РЗФ в цілому необхідно, перш за все, визначити оптимальні показники роботи кульових млинів МШР – 3600х4000 або більш потужних за розмірами аналогів, як найбільш енергоємного устаткування (рис. 3).

а) частота обертання 18 об./хв.;
 ω , кВт·год/



б) частота обертання 20 об./хв.;
 ω , кВт·год/

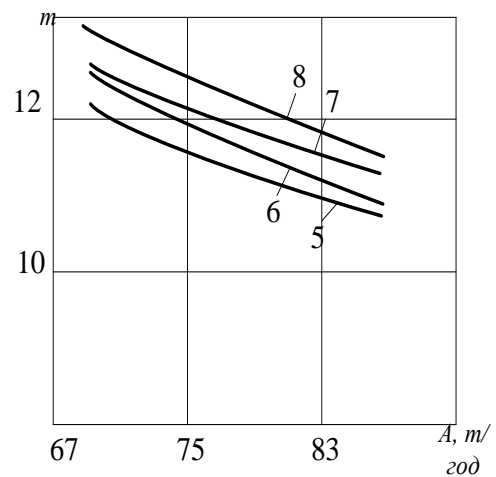


Рис. 3 Енергетичні характеристики (питома електроємність) кульових млинів МШР – 3600х4000 на 1 стадії подрібнення залізної руди в залежності від продуктивності млинів за різної частоти їх обертання ((рис. 2.4 а) $\psi=0,78$; (рис. 2.4 б) $\psi=0,87$) і кульового завантаження (φ): 1- 0,35-0,37; 2- 0,37-0,39; 3- 0,39-0,41; 4- 0,41-,43; 5- 0,35-0,37; 6- 0,37-0,39; 7- 0,39-0,41; 8- 0,41-,43.

Енергоємність виробництва агломерату та обкотишів також суттєво впливає на собівартість кінцевої залізовмісткої продукції. Практикою агломерації і багатьма дослідженнями доведено, що дотримання в технологічному процесі оптимальної крупності аглоруди і повернення (не більше 5-6 мм), концентрату (0,07-0,1 мм), флюсових вапняків (0-3 мм, бажано 2 мм), твердого палива (0,5-3 мм, бажано 1-2 мм) забезпечує не тільки підвищення продуктивності і поліпшення міцності агломерату, але і суттєве зниження твердого палива до 15%. Крім того, впровадження додріблення руди і повернення, фактична крупність яких інколи досягає 15-20 мм, дозволить знизити витрати твердого палива на 7%, підвищити міцність агломерату на 6% і збільшити продуктивність процесу спеку на 10% [10].

Разом з тим, витрати теплової енергії й питома витрата твердого палива на процес спікання на вітчизняних аглофабриках вище показників для закордонної агломерації на 40-50 %, а викиди шкідливих речовин в атмосферу в 4-6 раз перевищують гранично припустимі рівні. Тому для їх зменшення логічним і раціональним буде зменшення витрати палива, енергоспоживання й використання паливних первинних ресурсів шляхом визначення їх раціональної структури.

В табл. 3 наведено орієнтовну раціональну структуру застосування основних енергетичних ресурсів на гірничо-збагачувальних комбінатах (у цінах 2013 року на прикладі ПАТ «ЦГЗК»).

З урахуванням вищенаведеної інформації нами сформовано розгорнуту схему факторів (рис. 4), що визначають процес споживання енергетичних ресурсів на гірничорудних підприємствах з урахуванням значної кількості гірничо-геологічних, виробничо-технологічних та організаційно-управлінських заходів, які і обумовлюють енергоємність технологічних процесів видобутку та переробки залізорудної сировини, а також перспективи розвитку сучасного гірничо-збагачувального підприємства (рис.5).

Видобуток руди	Дроблення	Збагачення	Огрудкування	Агломерація
<ul style="list-style-type: none"> ↑ Збільшення глибини кар'єра ↑ Збільшення відстані транспортування до дробарної фабрики (досягає 40 км) ↑ Збільшення висоти підйому вантажу ↑ Недотримання оптимальних ухилів, ширини та якості покриття кар'єрних шляхів ↑ Збільшення розміру куска руди ↓ Підвищення коефіцієнту розпушення гірничої маси ↑ Збільшення виходу негабариту ↓ Зменшення повторного дроблення некондиційних кусків руди і дріб'язку ↑ Дотримання раціональних схем обурювання уступів на кар'єрах та оптимальних схем комутації підривної стілки вибухових свердловин ↓ Зміна геометрії зарядів та їх використання за різної конструкції ↑ Погіршення технічного стану автосамоскидів, електро та тепловозів, конвейєрів ↓ Дотримання видобутку технологічних типів та сортів руди з мінімальним її розубоженням ↓ Відповідність запланованого вмісту заліза загального (Fезаg) та магнітного (Fемаg) ↓ Мінімальний вміст шкідливих домішок у руді: кремнезем (SiO₂); глинозем (Al₂O₃); сірка (S); фосфор (P) та ін ↓ Оптимальні текстурно-структурні характеристики залізної руди: потужність шарів; розмір (вкравленість) рудних агрегатів; пористість; змашуваність ↑ Не врахування у процесі видобутку планових фізико-механічних властивостей залізної руди: магнітне сприйняття; щільність руди; трещиноватість; міцність; об'ємна маса ↑ Недотримання гранулометричного складу залізрудної сировини 	<ul style="list-style-type: none"> ↑ Міцність руди ↓ Найвність великих і дрібних тріщин ↑ Абразивність ↑ Крупність вихідних часток до дроблення ↓ Спосіб руйнування часток (бажано застосовувати дроблення у «шарі») ↑ Погіршення технічного стану дробарного устаткування 	<ul style="list-style-type: none"> ↓ Дотримання обсягів вхідної руди заданої крупності ↓ Вміст заліза в руді (%) ↑ Вміст вологи в підсумковому концентраті (%) ↑ Мінімальний розмір вкравленості рудних агрегатів ↑ Обсяг переробленої руди (т) ↑ Продуктивність кульових млинів (т/год) ↑ Обсяг руди, що направлена на повторне подрібнювання (т) ↑ Щільність класификатора на виході із млина мокрого самоподрібнювання (гр./літр) ↑ Обсяг повторного подрібнювання руди ↑ Діаметр та довжина барабана млина (м) ↑ Зношування футеровки барабана млина ↓ Зменшення споживання потужності кульових млинів (кВт) ↓ Забезпечення оптимальної частоти обертання барабана млина ($\omega=0,78 - 18$ оберт./хв.; $0,87 - 20$ оберт./хв.) ↓ Забезпечення оптимального кульового завантаження млина (част. од.) ↓ Підвищення коефіцієнту корисної дії редуктора та електродвигуна млина (част. од.) 	<ul style="list-style-type: none"> ↓ Погіршення технічного стану технологічного устаткування ↓ Підвищення продуктивності огрудкувача при незмінних енерговитратах ↓ Стабільний фізико-хімічний склад шихти ↓ Оптимальний вміст заліза в шихті та зменшення його колівань ↑ Підвищення вологості шихти (7,5-8%) ↓ Оптимальна швидкість обертання чаш огрудкувача ↓ Оптимальний кут нахилу чаш огрудкувача ↑ Збільшення висоти шару шихти ↑ Діаметр і довжина барабану ↓ Забезпечення частоти бертання огрудкувача (менше 4-6 об/хв) ↓ Дотримання оптимального ступіня заповнення барабана шихтою (не більше 5-10%) ↓ Дотримання оптимальної крупності вапняка, твердого палива (коксові відходи, антрацит), аглоруд ↓ Забезпечення додроблення руди і повернення для отримання оптимальної крупності 5-6 мм 	<ul style="list-style-type: none"> ↑ Погіршення технічного стану технологічного устаткування ↓ Забезпечення високої газопроникненості шару шихти ↓ Зниження вмісту дріб'язку в агломераті ↓ Підвищення якості агломерату ↓ Зменшення вмісту сірки та золи для поліпшення хімічного складу коксу ↓ Зниження вмісту сірки в агломераті ↓ Підтримання оптимальної крупності шихтових матеріалів та впровадженням заходів щодо її зменшення ↓ Забезпечення використання оптимальної крупності твердого палива (0,5 – 3 мм) ↓ Необхідність додроблення великих фракцій аглоруд (8-10 мм) в значних обсягах ↓ Застосування процесу спікання агломерату по прогресивним технологіям (площа спікання 75 м² і більше)
			<ul style="list-style-type: none"> ↑ Збільшення енергосмістості ↓ Зменшення енергосмістості 	

Рис. 4. Фактори, що впливають на енергосмістість основних операцій технологічного процесу видобутку і переробки залізрудної сировини

Орієнтовна раціональна структура використання енергетичних ресурсів по технологічним переділам ПАТ «ЦЗК»

Види енергетичних ресурсів	Видобуток руди		Дроблення руди		Збагачення руди		Огрудкування руди	
	тис. грн.	питома вага, %	тис. грн.	питома вага, %	тис. грн.	питома вага, %	тис. грн.	питома вага, %
Паливо:								
Газ	135,49	3,04	87,33	0,75	92,13	0,09	55126,70	58,71
Дизельне паливо	814,24	18,18	7,59	0,07	808,50	0,85		
Бензин	40,90	0,91	10,88	0,09	614,07	0,65	3,34	0,004
Разом палива	990,64	22,13	105,80	0,91	1514,70	1,6	55130,04	58,714
Енерговитрати:								
Електроенергія	3364,58	75,12	10050,93	86,58	91535,84	96,67	37547,98	40,01
Вода	76,53	1,7	121,75	1,05	76,55	0,08	159,48	0,16
Стоки	46,91	1,05	78,64	0,68	46,21	0,05	104,94	1,11
Теплоенергія			1251,95	10,78	1513,57	1,59	914,21	0,006
Разом енергозатрат	3488,02	77,87	11503,27	99,09	93172,17	98,4	38726,61	41,286
Всього	4478,66	100	11609,07	100	94686,86	100	93856,65	100

Перспективи сталого розвитку гірничорудного підприємства

Наявність та дотримання сучасних стандартів у гірничому виробництві:

ISO 14001: 2004 «Система екологічного менеджменту»;

ISO 9001: 2008 «Система менеджменту якості. Вимоги»;

ISO 50001: 2011 - «Система енергетичного менеджменту»;

OHSAS 18001: 2007 - «Система менеджменту безпеки праці - Вимоги».

Технічні:

- нормативний та фактичний термін експлуатації технологічного устаткування;
- коефіцієнт спрацювання; енергоємність виробництва у відповідності до аналогічних показників світових виробників залізорудної сировини;
- надійність устаткування; універсальність вузлів;
- коефіцієнт змінності; кількість годин безаварійної та безвідмовної роботи устаткування.

Технологічні:

- інноваційність технологічних процесів;
- відповідність якісних характеристик товарної продукції ринковим вимогам (підвищення вмісту заліза та зменшення шкідливих домішок - сірки, фосфора у залізорудній сировині);
- забезпеченість готовими до виймання запасів руди; дотримання параметрів та показників системи розробки родовищ корисних копалин згідно раніше затверджених проектів.

Організаційні, у тому числі соціальні:

- висока кваліфікація (здібності та компетенції) основного персоналу;
- впровадження наукової організації праці у гірничому виробництві;
- дотримання норм технологічного проектування та вимог техніки безпеки; соціальна захищеність;
- ліквідація непродуктивних втрат; якість проведення технологічного обслуговування та капітальних ремонтів гірничого устаткування;
- застосування сучасних геоінформаційних систем та GPS – технологій на всіх етапах виробничого процесу.

Фінансово-економічні: забезпеченість власними фінансовими ресурсами; запланований та фактичний рівень витрат на 1 грн. товарної продукції по відношенню до основних конкурентів, що пропонують аналогічну продукцію на певному сегменті ринку мінеральної сировини; фондівдача та фондоозброненість праці; показники ділової активності; показники фінансового стану підприємства; мінімальні штрафи за забруднення навколишнього середовища; рентабельність виробництва товарної продукції; стійке підвищення вартості активів гірничорудного підприємства.

Рис. 5. Перспективи забезпечення сталого розвитку гірничорудного підприємства з видобутку залізної руди

Висновки. Таким чином, зниження енергоємності товарної продукції у теперішній час є однією з необхідних умов сталого розвитку гірничозбагачувального виробництва як найенергоємнішого, оскільки забезпечує зниження собівартості

продукції і сприяє істотному скороченню інвестиційних витрат, пов'язаних з виробництвом додаткової кількості енергоресурсів, що у масштабах народного господарства дозволить отримати економію по окремих видах природних ресурсів, у тому числі за рахунок: збереження запасів вуглеводневих енергетичних ресурсів шляхом скорочення енерго- і матеріаломісткості економіки; використання у виробництві замкнених технологічних циклів і рециклів для заміни первинних сировинних матеріалів вторинними; заміни викопних матеріалів відновлювальними; довгострокового прогнозування стану мінерально-сировинної бази за якістю та кількістю окремих видів корисних копалин та створення кадастрів родовищ; впровадження маловідходних технологій добування та переробки сировини; удосконалення механізмів ліцензування та оплати за використання надр у вигляді встановлення державної природно-ресурсної ренти з відповідними розмірами платежів за природні ресурси та обґрунтування лімітів їх використання і споживання.

Одночасно поліпшення використання енергоресурсів веде до підвищення продуктивності праці і збільшенню обсягу випуску залізобетонної продукції з відповідними якісними характеристиками на рівні світових вимог ринку ЗРС, забезпечить поліпшення структури енергобалансу за рахунок скорочення непродуктивних витрат і втрат, що підтверджує актуальність і необхідність термінового зниження енергоємності з відповідним коригуванням проектів у контексті створення та впровадження інноваційних гірничих технологій для подальшої ефективної експлуатації вітчизняних родовищ корисних копалин. Це дозволяє розробити ефективну програму забезпечення конкурентоспроможності гірничорудних підприємств за схемою, наведеною на рис. 6.

Бібліографічний список

1. Енергетична стратегія України на період до 2030 року. // Інформаційно – аналітичний бюлетень «Відомості Міністерства палива та енергетики України». Спеціальний випуск. – 2006. – 113 с.
2. Закон України «Про енергозбереження» // Ведомости Верховной Рады Украины. – 1994. - № 30. – С. 894-904.
3. Галузева програма енергоефективності та енергозбереження на період до 2017 р. Затверджено наказом Міністра промислової політики України № 152 від 25.02.2009 року. [Електронний ресурс]. – Режим доступа: <http://mpp.kmu.gov.ua>.
4. Metcalf, G., Hasset, K. (1999), “*Measuring The Energy Savings From Home Improvement Investments: Evidence From Monthly Billing Data*”, The Review of Economics and Statistics, MIT Press, Vol.81.
5. Popp, D., Newell, R., Jaffe, A., Hall, B.H., Rosenberg, N. (2009), “*Energy, the Environment and Technological Change*”, Handbook of Economics of Innovation.
6. Сталинский Д.В. Проблемы и перспективы энергосбережения в горно-металлургическом комплексе /Д.В. Сталинский, В.Г. Литвиненко, Р. А. Перетятко // Экология и промышленность. – 2012. - № 1. - С. 4-10.
7. Губін Г. Г. [Гірничо-металургійний комплекс України між кризами](#) / Г. Г. Губін, А. Г. Губіна // Вісник Криворізького технічного університету.–2010.- № 25.- С. 170-175.
8. Тангаев И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / Тангаев И. А. - М.: Недра, 1986. - 231 с.
9. Авилов-Карнаухов Б.Н. Экономия электроэнергии на рудообогатительных фабриках / Б. Н. Авилов-Карнаухов, Л. Г. Зюбровский - М.: Недра, 1987. - 160 с.
10. Совершенствование технологии и оборудования агломерационного производства / И.М. Мищенко [и др.] // *Металлургические процессы и оборудование. Международный научно-технический и производственный журнал.*-2011.-№ 3.-С.35-44.

УПРАВЛІННЯ ГІРНИЧОРУДНИМ ПІДПРИЄМСТВОМ

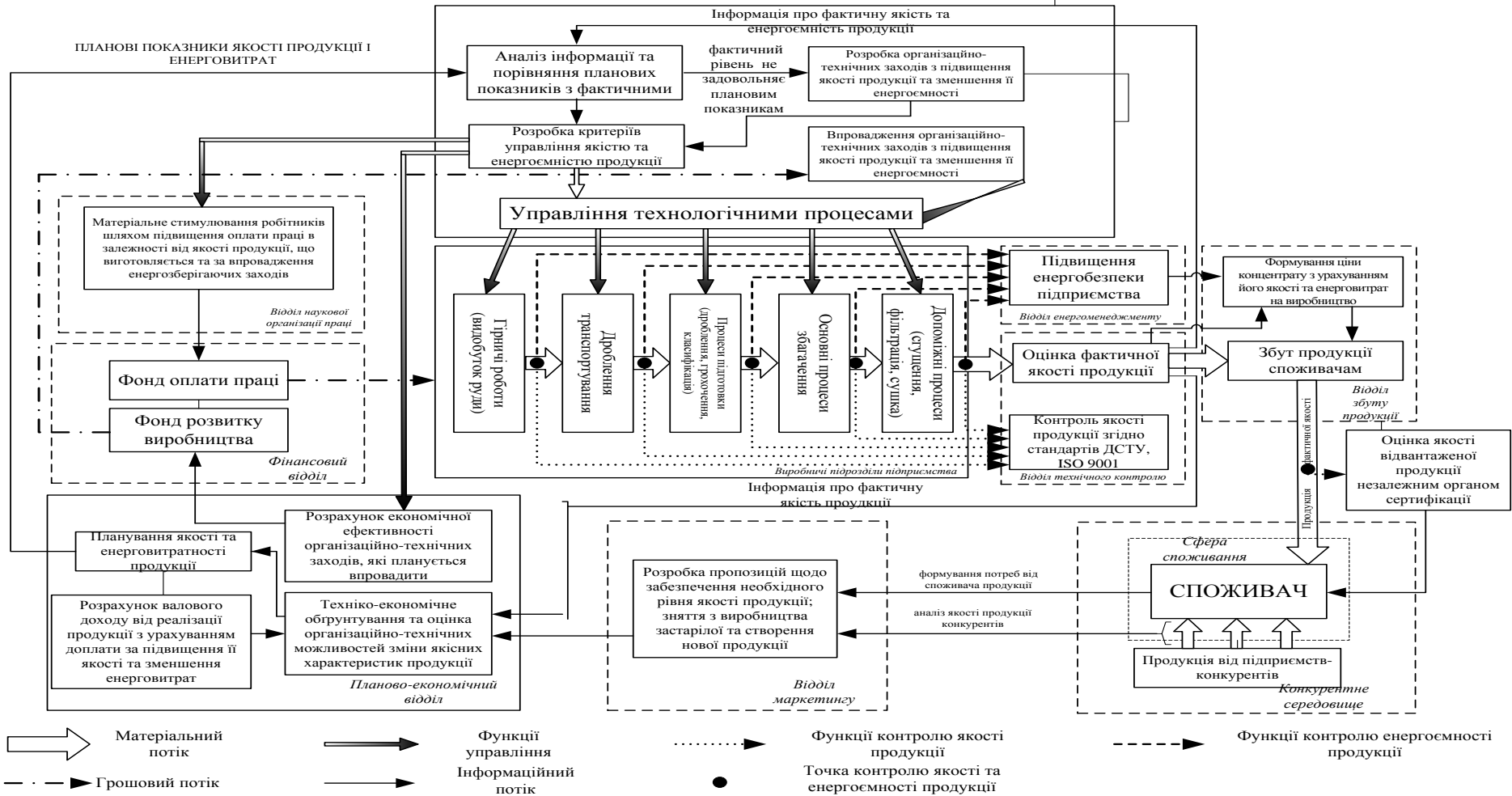


Рис. 6. Схема забезпечення конкурентоспроможності гірничорудних підприємств України з позиції якості кінцевої продукції та енергоємності виробництва

Павлюк І.В., асп., Соболевський Р.В., к.т.н., доц. кафедри маркшейдерії, Житомирського державного технологічного університету

ОЦІНКА ТОЧНОСТІ ВИЗНАЧЕННЯ ВИХОДУ НЕГАБАРИТУ

Проведена оцінка точності визначення виходу негабариту за трьома відомими методами, такими як: метод безпосереднього заміру, метод зважування та метод фотограмметричної зйомки. Визначено найбільш оптимальний метод для раціонального використання під час оцінки точності виходу негабариту на кар'єрі.

Проведена оцінка точності определения выхода негабарита по трем известным методам, такими как: метод непосредственного измерения, метод взвешивания и метод фотограмметрической съемки. Определен наиболее оптимальный метод для рационального использования при оценке точности выхода негабарита на карьере.

The estimation accuracy of the determination of the output of three oversized known methods such as a method of directly measuring, weighing method and method of photogrammetric survey. Choose the most accurate method for rational use in assessing the accuracy of the output on the oversize career.

Вступ. Буровибухові роботи є головним процесом підготовки скельних гірських порід до виймання. Критерієм оцінки якості буропідривних робіт є інтенсивність подрібнення гірських порід.

Вимоги до буропідривних робіт та інтенсивності подрібнення гірської маси залежать від необхідного фракційного складу та якості готової продукції. Неоднорідність розмірів кусків породи - серйозний недолік, притаманний вибуховим роботам. У результаті, для того щоб зменшити неоднорідність розмірів кусків при буровибухових роботах потрібно щоб в результаті першочергового підривання гірничий масив був рівномірно подрібнений на транспортабельні куски породи, а вихід негабаритних блоків був доведений до мінімуму. Відсоток виходу негабариту представляє особливий інтерес для підприємства, тому що від виходу негабаритної фракції залежить продуктивність і тривалість терміну служби навантажувального і транспортного устаткування і надійність його роботи.

Таким чином, обґрунтування найбільш раціональних методів для визначення виходу негабариту є актуальним і необхідним для кар'єру по видобутку блочної та булощебенової продукції.

Аналіз літературних джерел. Велика кількість технічної літератури присвячена питанню впливу умов та параметрів підривання на інтенсивність подрібнення. Аналізуючи її, можна прийти до певних таких висновків, що зі збільшенням міцності і блочності скельних гірських порід збільшується середній кусок розпушеної гірської маси та вихід негабариту, а також збільшення інтенсивності подрібнення гірської маси досягається за рахунок збільшення питомої витрати вибухових речовин (ВР).

Процес збільшення інтенсивності подрібнення є актуальним для рудних родовищ корисних копалин, для яких максимальний вихід мінімальної фракція в розвалі сприяє зменшенню витрат на подальші технологічні процеси (екскавацію, транспортування, та механічне подрібнення). Саме тому підвищення ефективності виконання вибухових робіт, пошуки нових шляхів їх вдосконалення є актуальними і найважливішими завданнями гірничих підприємств, оскільки конкурентоспроможність

продукції є основним техніко-економічним завданням, яке має вирішувати індивідуально кожне гірниче підприємство.

Мета роботи. Проведення оцінки точності визначення виходу негабариту за трьома відомими методами, такими як: метод безпосереднього заміру, метод зважування та метод фотограмметричної зйомки. Визначення та обрання найбільш точного методу для раціонального використання під час оцінки точності виходу негабариту на кар'єрі.

Матеріали і результати досліджень. Одним з способів визначення об'єму негабариту є використання *методу безпосереднього заміру*. Даний метод являє собою поштучний облік (обмір) шматків негабариту, що підлягають повторному підриванню. По розвалу підірваної породи через 8...10 м натягують стрічки і заміряють довжини великих шматків, які потрапили на них. Вихід негабариту визначається як відношення сумарної довжини великих негабаритних шматків Σl_n до загальної довжини ліній ΣL (1.1):

$$V_n = \Sigma(l_n / L) \quad (1.1)$$

Для визначення об'єму негабариту потрібно перемножити отриманий відсоток виходу негабариту на загальний об'єм підірваного блоку. Виконання такої роботи є досить трудомісткою для маркшейдера. Це вимагає значних затрат часу на обмір кожного блоку негабариту і ведення великого обсягу розрахунків їх об'ємів. Але головним мінусом цього методу є низька точність, яка впливає через неправильну геометричну форму негабариту. Похибка визначення цим методом може коливатися в межах 15...30% і тому можна зробити висновок про низьку ефективність цього методу і низьке використання на виробництві через велику трудомісткість робіт і неточність вимірювань.

Одним з найбільш точніших методів визначення об'єму виходу негабариту є *методу зважування*. Після масового вибуху весь потік автотранспорту з кондиційним розміром шматків породи (рис.1.) з конкретної досліджуваної ділянки можна направити через ваги.



Рис. 1. Автотранспорт з кондиційним розміром шматків породи

Таким чином ми визначимо загальну масу граніту, що була подрібнена до потрібних розмірів в результаті вибуху. Після завершення екскавації гірничої маси та

проведення руйнування негабариту гідромолотом на базі екскаватора, або підриванням вибухових зарядів в попередньо пробурених шпурах знову створену гірничу масу потрібно зважити. Вихід негабариту можна оцінити за формулою (1.2):

$$\gamma_n = \frac{m_n}{m_n + m_{z.m.}} \cdot 100 \% \quad (1.2)$$

де m_n - вага всього негабариту, т;

$m_{z.m.}$ - вага кондиційної гірничої маси.

При визначенні обсягів вийнятих гірських порід розкриття і видобутку за результатами зважування допустима похибка маси гірських порід приймається не більше 3%. Метод визначення негабариту зважуванням не вимагає яких-небудь серйозних вимірювань і обчислень зі сторони маркшейдера. Для такого обліку не потрібні ні дорогі прилади, ні складні програми. Потрібно лише організувати заходи, що забезпечують достовірний облік числа відвантажених транспортів. Це дозволяє збільшити продуктивність праці маркшейдера і спростити до мінімуму обрахунки. Враховуючи похибку визначення негабариту цим методом (не більше 3%) можна зробити висновок про його високу економічну ефективність і доцільність застосування.

Ще одним методом визначення виходу негабариту є *метод фотограмметричної зйомки*. На практиці визначити елементи внутрішнього і зовнішнього орієнтування на основі одного знімку неможливо, тому проводять стереозйомку. Застосування конвергентного способу (рис. 2) стереозйомки (головні оптичні осі перетинаються між собою і утворюють кут конвергенції γ : $\omega_2 = \kappa_2 = 0$, $\alpha_2 = -\gamma$, $\varphi \neq 90^\circ$, $\gamma \neq 0$) дозволяє максимально використовувати корисну площу кадру: об'єкт відображається практично на всій площі знімків P_1 і P_2 . Збільшення корисної площі дозволить, принаймні, в 1,5 рази збільшити точність фотограмметричних визначень за інших рівних умов.

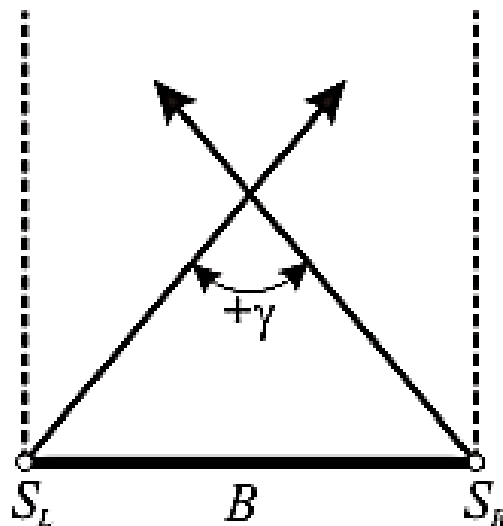


Рис. 2. Конвергентний спосіб стереозйомки

Крім цього, при конвергентній зйомці є можливість збільшити базис фотографування і зменшити відстань до об'єкта зйомки за рахунок значних кутів нахилу і конвергенції. Величина базису зйомки і відстані до об'єкта визначають точність конвергентного способу. Вважаючи, що середні квадратичні похибки вимірювання координат точок знімку і поздовжнього паралаксу рівні між собою $m_x = m_z = m_p$ можна отримати наступне (1.3):

$$\begin{aligned}
m_X &= \frac{Y}{f} m_p \sqrt{1 + \left(\frac{Y_x}{Bf}\right)^2}; \\
m_Y &= \frac{Y^2}{Bf} m_p; \\
m_Z &= \frac{Y}{f} m_p \sqrt{1 + \left(\frac{Y_z}{Bf}\right)^2}.
\end{aligned}
\tag{1.3}$$

Підвищення точності при застосуванні конвергентного способу можна отримати внаслідок збільшення базису фотографування B , через що відбувається значне підвищення точності по осі Y , а також деяке підвищення точності по осях X і Z . Крім цього, зменшення майже в 2 рази відстані до об'єкта викликає збільшення масштабу зображення, що підвищує точність по всіх осях.

Конвергентна зйомка не накладає обмежень на умови фотографування і дозволяє виконувати зйомку в складних умовах будь-якого кар'єру. Враховуючи об'єми блоків та невелику висоту видобувних уступів більшості кар'єрів, конвергентну зйомку слід виконувати з максимальним коефіцієнтом заповнення знімка об'єктом, який досліджується. Це дасть змогу підвищити точність визначення необхідних розмірів товарних блоків та інших параметрів, а також полегшити власне процес зйомки і подальшої обробки результатів вимірювання.

В наш час відбувається швидкий розвиток цифрових і комп'ютерних технологій, мікроелектроніки і оптики. Не могли вони оминати і гірничодобувну галузь промисловості. Науково-виробниче підприємство «Кривбасакадемінвест» випустило новий програмний продукт «Геоінформаційну систему К-MINE». Він має спеціальний модуль визначення гранулометричного складу взірваної гірничої маси, який називається K-Granules.

Фотографічні знімки готуються в кар'єрі в області вибою, в якому необхідно провести опробування. Роботи виконуються з допомогою цифрового фотоапарату та масштабної лінійки. При виконанні польової зйомки необхідно враховувати перспективу. Для цього в області зйомки установлюють дві мірні лінійки, розміщені на довільній відстані одна від одної (рис. 3). Таким чином на плоскому знімку з допомогою особливих методів можна розраховувати просторові коефіцієнти перерахунку проєкцій шматків гірничої маси на істинний розмір.



Рис. 3. Знімок розвалу гірської породи

Даний метод визначення відсоткового виходу негабариту через програму K-MINE є дуже ефективним і простим. Маркшейдеру не потрібно проводити ніяких вимірювань на розвалі гірничої маси, лише сфотографувати її. Програмне забезпечення повністю автоматизоване і не вимагає ніяких поглиблених знань комп'ютера. Після проведених практичних досліджень порівнюючи цей метод з зважуванням ми можемо оцінити точність визначення негабариту як дуже високу (похибка не більше 5...7%).

Висновок. Провівши аналіз методів оцінки точності виходу негабариту було встановлено, що найбільш точнішим методом визначення об'єму виходу негабариту за результатами є метод зважування, який не вимагає яких-небудь серйозних вимірювань і обчислень зі сторони маркшейдера. Для такого обліку не потрібні ні дорогі прилади, ні складні програми. Потрібно лише організувати заходи, що забезпечують достовірний облік числа відвантажених транспортів. Це дозволяє збільшити продуктивність праці маркшейдера і спростити до мінімуму обрахунки. Однак, оскільки в наш час відбувається швидкий розвиток цифрових і комп'ютерних технологій, мікроелектроніки і оптики, кілька років назад науково-виробниче підприємство «Кривбасакадемінвест» випустило новий програмний продукт «Геоінформаційна система K-MINE» за допомогою якого можна визначити гранулометричний склад взірваної гірничої маси. Визначення відсоткового виходу негабариту через програму K-MINE є дуже ефективним і простим. Після проведених практичних досліджень порівнюючи цей метод з зважуванням можна оцінити точність визначення негабариту як дуже високу (похибка не більше 5...7%), що говорить про те, що цей метод є також досить ефективним для використання на сьогоднішній день в порівнянні з методом зважування.

Бібліографічний список

1. Суханов А. Ф. Разрушение горных пород взрывом / А. Ф. Суханов, Б.Н. Кутузов. М.: Недра, 1967. – 340 с.
2. Суханов А. Ф. Предпосылки теории дробления пород взрывом. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва / А. Ф. Суханов. – М.: Изд-во АН СССР, 1958. – С. 216-219.
3. Эткин М.Б., Азаркович А.Е. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве: Научно-практическое руководство. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. – 317 с.
4. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А. Авдеев, В.Л. Барон, Н.В. Гуров и др. – М.: Недра, 1986.

УДК 698:622

В.Т. Моденко, В.А. Шевченко, студ., науковий керівник – Шевчук Н.А, доц. Національний технічний університет України «КПІ»

АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ МЕТОДІВ ПРОЕКТУВАННЯ ТА БУДІВНИЦТВА КАР'ЄРІВ

Проектирование и строительство карьеров является тяжелым творческим процессом, поскольку выбор рациональных проектных решений связан с необходимостью одновременного комплексного учета большого количества факторов,

влияние которого на следующий параметр или показатель имеет очень разный характер.

Например, режим работы, тип и количество машин тесно связаны между собой; в то же время они определяют производительную мощность карьера, которая в свою очередь, влияет на его конечную глубину, а конечная глубина зависит от высоты и числа уступов и рабочих площадок.

Design and construction of quarries creative process is difficult because the choice of rational design solutions associated with the need simultaneous consideration of a large number of complex factors which influence the next parameter or indicator has a very different character.

For example, working hours, type and number of machines are closely linked; at the same time they determine the productive capacity of a career, which in turn affects its undercarriage and undercarriage depends on the height and number of ledges and working platforms.

Проектування та будівництво сучасних високо механізованих кар'єрів ґрунтується на науково-теоретичних принципах, досягненні інженерно-технічної думки, опиту виробництва передових підприємств і досягненні галузевим народним господарства, які випускають сучасне і високоякісне обладнання [1].

Інтенсивному розвитку відкритих гірничих робіт сприяло накопичення і розвиток наукових та практичних знань в області відкритих гірничих робіт, створенню наукових основ проектування по головним питанням розкриття, систем розробки, кар'єрного транспорту, відвальних робіт і організації технологічного процесу розкривних і видобувних робіт.

Проектування та будівництво кар'єрів є важким творчим процесом, оскільки вибір раціональних проектних рішень пов'язаний з необхідністю одночасного комплексного врахування великої кількості факторів, вплив якого на наступний параметр чи показник має дуже різний характер [2, 3].

В процесі проектуванні кар'єру в числі важливих рішень потрібно встановити раціональні величини наступних технологічних параметрів [4, 5]:

- розміщення поля кар'єру в межах родовища, його розміри в плані і глибину;
- режим гірничих робіт кар'єра за період його існування;
- режим роботи і виробничу потужність кар'єра по видобутку і розкритті;
- висота та кількість одночасно працюючих уступів, а також довжину фронту робіт;
- тип, робочі розміри, продуктивність і кількість основного технологічного комплексу;
- місце розташування розкривних виробок і загальну схему відпрацювання кар'єра.

Жодне з цих питань не може вирішитися без інших, оскільки в тому чи іншому випадку вибір рішення по одному з них буде впливати на наступний параметр.

Так, наприклад, режим роботи, тип та кількість машин тісно пов'язані між собою; в той самий час вони визначають продуктивну потужність кар'єру, яка в свою чергу, впливає на його кінцеву глибину, а кінцева глибина залежить від висоти і числа уступів і робочих площадок [6, 7].

Трудності при виборі раціонального рішення а процесі проектування кар'єра посилюється також і тим, що у проектанта в якості відомих невідомих вихідних даних є тільки матеріали геологічного звіту, які досить приблизно відображають гірничо-геологічні умови залягання родовища.

Процес проектування та будівництво полягає в поступовому приближенні до найбільш раціональних рішень шляхом серії послідовних прикидок і розрахунків, поступово зменшуючи чи діапазони коливання, чи число можливих варіантів рішення [2, 8].

Проектування та будівництво кар'єрів в багатьох випадках суттєво полегшує наявність природних обмежень, можливість одночасних рішень (наприклад, вибір місця проходки розкривних виробок – по умові рельєфу місцевості і підводу транспортних комунікацій), а також фіксуванням додаткових вихідних даних в завданні на проектуванні (наприклад, тип обладнання – за його наявністю).

Велика кількість задач при проектуванні кар'єрів, а також характеру і ступеня залежності між окремими параметрами, призводить до необхідності використання різних методів в розрахунковому обґрунтуванні проекту. Всі вони є різновидами метода техніко-економічного аналізу і відрізняються один від одного методичними прийомами при вирішенні окремих задач [1].

В розвитку методів розрахункових обґрунтувань при наукових дослідженнях і проектуванні кар'єрів великі досягнення належать акад. Л.Д. Шевякову, акад. Н.В. Мельникову, проф. Е.Ф. Шешко, проф. П.І. Городецькому, проф. Б.П. Боголюбову, проф. А.С. Фиделеву та іншим.

Великий вклад у вдосконалення методів проектування кар'єрів внесли інженери проєктувальники. На основі великого опиту проектування і виробництва гірничих робіт в різноманітних умовах вони удосконалювали та уточняли розрахункові методи, давали вихідні дані для наукового вирішення гірничих задач і в деяких випадках ставили нові задачі перед гірничою наукою.

В розрахунковому техніко-економічному обґрунтуванні можна виділити наступні основні методи: статистичний, аналітичний, графоаналітичний, графічний і метод варіантів [1-8].

Статистичний метод полягає в використанні звітних (статистичних) даних чи даних спостереження для вибору найбільш ймовірної величини шуканого параметру. В якості прикладу можна привести використання звітних даних по вартості 1м^3 розкривних порід при різних системах розробки для попереднього встановлення граничного коефіцієнта і кінцевої глибини кар'єра.

При достатньо великій кількості даних за допомогою методів математичної статистики в деяких випадках вдається отримати приблизну математичну залежність між шуканою величиною і факторами, які на неї впливають. Так, наприклад, приблизне значення ваги роторних екскаваторів в залежності від продуктивності і висоти уступу може бути знайдено по емпіричним формулам, отриманих в результаті обробці даних по раніше виготовлених чи спроектованих машинам.

Переваги цього методу є достатня достовірність вихідних даних і конкретність отриманих даних.

Цей метод є доволі громісткий, так як для отримання достатньо достовірних результатів потребується копітка обробка доволі великої кількості вихідних даних. Крім того ці дані відображають лише показники минулих літ, тобто вже пройдений етап розвитку техніки і економіки, і дуже часто не можуть дати прогноз на майбутнє, що як раз і потрібно при проектуванні нового підприємства.

Аналітичний метод полягає у встановленні функціональних аналітичних залежностей між досліджуваними величинами і пошуку оптимальних значень шуканого параметру з використанням методів математичного аналізу.

В якості критерія оптимальності рішення зазвичай приймають чи умову мінімуму експлуатаційних чи приведених затрат на 1 т видобутку, чи максимуму економії від застосування відкритих робіт.

Аналітичний метод широко застосовується в розрахунках параметрів відкритих гірничих робіт.

Переваги аналітичного методу є те, що рішення дається в загальному вигляді. Дякуючи цьому є можливість аналізу загального характеру залежності і ступеня впливу окремих факторів на величину досліджуваного параметру і при наявності вже встановленої аналітичної залежності – відносної швидкості рішення. При цьому загальний характер встановленої залежності залишається незмінною і при інших вихідних даних, в розрахунках можна оперувати і з очікуваними перспективними показниками.

Аналітичний метод не є універсальним, так як далеко не у всіх випадках мають місце і можуть бути отримані функціональні залежності.

Специфічні умови при вирішенні гірничих задач виражаються перш за все в складному характері залягання і формах родовища, геометричної неправильності розповсюдження корисної копалини, а також різної якості корисної копалини.

Внаслідок цього при вирішенні гірничих задач часто складно чи практично не можливо встановити точні математичні залежності між умовами залягання і елементами системи розробки, з одної сторони, і техніко-економічними результатами розробки – з іншої. При цьому виникає необхідність в повній чи частковій ідеалізації умов, в уподібненні покладів і масивів порід правильним геометричними фігурами, в спрощенні зв'язку між окремими операціями і процесами робіт. Це зменшує можливість правильно і до кінця розкрити об'єктивно існуючі закономірності, знижує точність і цінність результатів розрахунку і йде до того, що розрахункові формули часто мають вузьке і головним чином методичне значення.

Аналітичні прийоми дають задовільні результати тільки при вирішенні окремих часткових задач, коли кількість взаємопов'язаних факторів обмежено, а самі зв'язки піддаються нескладному і практичному математичному аналізу. Сюди можна віднести питання визначення продуктивності обладнання, транспортного обслуговування забоїв чи відвалів, окремі задачі по визначенню границь кар'єру, схеми розкриття, системи розробки та інше.

Аналітичними прийомами важко отримати в конкретних умовах задовільні показники щодо складних питань розтину, підбору комплексу обладнання в зв'язку з системою розробки, потужності проєктованого кар'єра, компоновання генерального плану тощо. Проте користь аналітичних рішень такого роду завдань також безсумнівна, так як вони дозволяють розкрити характер об'єктивно діючих закономірностей і полегшити практичне вирішення такого роду проєктних завдань.

Можливості та сфера застосування аналітичних методів в даний час значно розширюються за рахунок використання обчислювальної техніки.

Аналітичне відшукування оптимальних рішень страждає відсутністю наочності, а іноді громіздкістю. У цих випадках використовують графоаналітичний метод, сутність якого полягає в графічному відшуванні екстремальних областей функцій (наприклад. метод проф. А. С. Фіделева щодо встановлення раціональної глибини кар'єра).

При використанні аналітичних та графоаналітичних прийомів відшукування оптимальних рішень мають на увазі, що в області екстремумів криві функцій мають, як правило, досить пологий характер, що дає можливість вибору значень шуканої величини в досить широких межах без істотної зміни економічних показників.

Графічні методи знаходять широке застосування при геометричному аналізі умов розробки кар'єру, при вирішенні питань вибору кінцевої глибини кар'єра, при аналізі режиму робіт, розкриття, порядку відпрацювання поля, систем розробки з екскаваторним перевалкою розкриття тощо. Перевагою використання графічних

побудов є наочність і конкретність рішень, основний недолік - велика праце ємність робіт.

Метод варіантів є найбільш поширеним і практично універсальним в практиці проектування. Сутність його полягає в тому, що по окремих задачах (наприклад, вибір схеми розкриття, системи розробки, типу транспорту тощо.) намічається і опрацьовується ряд найбільш ймовірних варіантів вирішення, а вибір одного з них здійснюється на підставі зіставлення техніко-економічних показників.

В якості основних критеріїв для порівняльної оцінки варіантів зазвичай приймаються: загальні та питомі капітальні витрати (загальні та першочергові), експлуатаційні витрати, приведені витрати, рентабельність, умови і строки здійснення будівництва і терміни окупності капітальних витрат.

Метод варіантів дозволяє досить повно і ретельно обґрунтувати і вибрати вартісні показники, нормативи і поодинокі розцінки для конкретних умов кожного порівнюваного варіанту або розв'язуваної задачі. У цьому він вигідно відрізняється від аналітичних прийомів, за яких такий облік ускладнений або неможливий.

Поряд з найбільшою конкретністю і точністю цей метод є найбільш трудомістким. На відміну від аналітичного методу в більшості випадків він не дозволяє виявити взаємозалежностей в розглянутих задачах, так як варіанти зазвичай відрізняються один від одного великим числом змінних. При цьому обраний варіант в загальному випадку може і не бути найбільш раціональним, так як не виключена можливість, що раціональний варіант з деяких причин не потрапив до числа розглянутих варіантів.

Поєднання методу варіантів, як основи, з аналітичним і графічним методом з використанням ЕЦВМ для аналізу і пошуку оптимальних рішень у кожному наміченому варіанті - найбільш плідний і ефективний шлях проектування відкритих гірничих розробок.

Висновок: Отже, можна зробити висновок, що процес проектування і будівництво кар'єрів - це трудомісткий процес. Велика кількість задач при проектуванні кар'єрів, а також характеру і ступеня залежності між окремими параметрами, призводить до необхідності використання різних методів в розрахунковому обґрунтуванні проекту. Існують такі основні методи як: статистичний, аналітичний, графоаналітичний, графічний і метод варіантів. Методи проектування полягають в поступовому приближенні до найбільш раціональних рішень шляхом серії послідовних розрахунків.

Бібліографічний список

1. Ржевский В. В. Научные основы проектирования карьеров / В.В.Ржевский, М.Г. Новожилова, Б.П. Юматова. – М.: Недра, 1971 – 600 с.
2. Астахов А.И. Методы оценки экономической эффективности капитальных вложений при динамической постановке горноэкономических задач / А.И. Астахов, Адигамов Я.М.- М.:Наука, 1970 – 340с.
3. Ржевский В.В. технология и комплексная механизация открытых горных работ. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1980. – 631 с.
4. Виницкий К.Е. Параметры систем открытой разработки месторождений. – М.: Недра, 1966–530с.
5. Хохряков В.С. Проектирование карьеров / В.С. Хохряков и др.- М.: Недра, 1969 – 431.с.
6. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым работам. - М.: Недра, 1967 – 212с.

7. Симкин Б.А. Технология и процессы открытых горных работ.- М.: Недра, 1970 – 566с.

8. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений.- М.: Экономика, 1969 – 319 с.

УДК 550.4.08

*Прокопов А.Ю., д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой инженерной геологии, оснований и фундаментов, Мешкова А.Э., студент магистратуры
Ростовский государственный строительный университет, г. Ростов-на-Дону, Россия*

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ВОЗВЕДЕНИЯ БУРОНАБИВНЫХ СВАЙ В УСЛОВИЯХ ВЕЧНОЙ МЕРЗЛОТЫ НА ПРИМЕРЕ ПРОЕКТА «ЯМАЛ СПГ»

Рассмотрен опыт проектирования и возведения буронабивных свай в условиях вечной мерзлоты при строительстве интегрированного комплекса по сжижению природного газа «Ямал» на Южно-Тамбейском газовом месторождении. Выполнен анализ особенностей проектирования и конструкции металло-бетонных свай в условиях вечной мерзлоты и с учетом возможных аварий на объекте.

Experience of design and construction of bored piles in the conditions of permafrost at construction of the integrated complex on liquefaction of natural Yamal gas on the Southern Tambeysky gas field is considered. The analysis of features of design of metal-concrete piles in the conditions of permafrost and possible accidents on object is made.

Проект «Ямал СПГ» представляет собой интегрированный комплекс по сжижению природного газа производительностью 16,5 млн. тонн в год на базе запасов газа Южно-Тамбейского месторождения.

Проектом предусматриваются добыча, подготовка, сжижение и отгрузка природного газа и стабилизированного конденсата с полуострова Ямал конечным потребителям. В состав проектируемых объектов входят установки бурения, оборудование устьев скважин, система промыслового сбора газа, внутривидовые трубопроводы, сооружения приема газа для переработки, сооружения очистки и сжижения газа, хранения и налива СПГ, инженерные системы и сооружения, морской порт, сооружения отгрузки, инфраструктурные объекты, в т.ч. жилые здания и вспомогательные сооружения.

Производственный комплекс будет состоять из трех технологических линий сжижения производительностью 5,5 млн. тонн в год каждая, с поэтапным вводом в эксплуатацию в 2016, 2017 и 2018 гг. соответственно.

Генеральные размеры сооружения:

- рабочий объем – 160 000 м³ СПГ;
- рабочая температура – минус 163°С;
- диаметр – 82 м.

Фундамент выполнен в виде свайного поля с высоким плитным ростверком толщиной 1 м. Число свай – 948 (буроопускные металлические трубы 530/20).

Так как конструкция будет сооружаться и эксплуатироваться в условиях пониженных температур с искусственным климатом, а также сооружение относится к объектам повышенного уровня опасности, проектирование выполнялось с учетом следующих особенностей:

1) При расчётах на особые нагрузки принималось во внимание изменение свойств материалов, как при высоких температурах, так и при низких;

2) Предусмотрено применение системы термостабилизации грунтов;

3) Сооружение рассчитано на воздействие следующих особых нагрузок:

– взрыв на соседнем резервуаре;

– утечка продукта из внутреннего резервуара с последующим криогенным воздействием на железобетонную оболочку;

– пожар на соседнем резервуаре

4) Предусмотрено вентилируемое подполье. Для защиты вечномерзлых грунтов от теплового воздействия, все модули, используемые в сооружениях завода СПГ, сооружаются на определенной высоте от поверхности планировки грунта. Тем самым обеспечивается холодная вентиляция пространства под модулями с целью охлаждения грунта в зимний период и предотвращается теплоприток от модулей в грунт. Высота вентилируемого пространства под модулями составляет 1,5 м в соответствии со СНиП 2.02.04-88.

5) Использование металлических свай с защитным слоем из цементно-песчаного раствора. Модули будут сооружаться на стальных сваях, выступающих на 1,5 м над поверхностью грунта. Модули привариваются к сваям. Сначала в грунте пробуривается отверстие диаметром, превышающим диаметр сваи, и в пробуренное отверстие до необходимой глубины опускается стальная свая. Кольцевое пространство вокруг сваи заливается цементно-песчаным раствором, смерзание которого со сваем обеспечит несущую способность сваи. Предполагается использование свай диаметрами 400, 600, 800, 1000 и 1200 мм и длиной от 10 м до 40 м.

6) Учет возможности неравномерной осадки свай. Осадка на 12,5 мм одной из 30 свай приведет к увеличению вертикальной нагрузки на двух соседних сваях на 125%. Кроме того, возникнет проблема моментов сдвига и кручения в балках. Эту ситуацию можно было бы упростить, если предположить постоянную осадку для всех свай.

7) Особенности усиления металлоконструкций модулей, устанавливаемых на сваи.

Все модули устанавливаются на фундаменты, выполненные из стальных трубчатых конструкций, погруженных в вечномерзлый грунт. После погружения в грунт верх свай, оставшийся выше необходимого уровня, отрезается до точной отметки. Поскольку поставлена задача минимизировать объем строительных работ на площадке, принято решения отказаться от приваривания усиливающих уголков или ребер жесткости на площадке. Необходимое усиление рассчитывается внутри модуля, а после монтажа модуля на площадке выполняется только один сварной стык по периметру сваи.

8) Особенности конструкции и технологии устройства свай.

Сваи состоят из стальных цементируемых труб, в большинстве случаев, на уровне обрезки ниже уровня площадки для свай с заглубленными ростверками.

Согласно российским нормам и требованиям необходимые диаметры скважин должны превышать диаметр стальной трубы на 100 мм, но не более 150 мм.

Кроме того, для обеспечения последующей установки арматурных стержней и заливки бетона укладка песчано-цементной смеси (жидкого цементного раствора) будет ограничена уровнем 2 метров до низа ростверка с заменой чистым и сухим песком в кольцевом зазоре до уровня площадки.

Конструкция свайного фундамента приведена на рис. 1.

9) Принятые расчетные предположения и допуски:

При разработке свай были приняты следующие предположения:

- Нагрузка

- Статическое приложение нагрузки;
- Взаимодействие свай с соседними фундаментами отсутствует;
- Геометрические характеристики свай
- Наклон свай отсутствует;
- Диаметр скважины 630 мм и 373 мм;
- Армирование свай (стальная труба)
- Диаметр стальной трубы соответственно:
 1. 530 мм с толщиной стенки 14 мм для диаметра скважины 630 мм;
 2. 273 мм с толщиной стенки 8 мм для диаметра скважины 373 мм;
- Марка стали С345;
- Длина стальной трубы 14, 16 и 18 мм;
- Установочная и расчетная длина свай:

Предполагалось, что свайные работы будут осуществляться от уровня низа ростверка. Кроме того, с учетом допуска на бурение 300 мм, длина заделки стальной трубы в пределах ростверка (75 мм), а также строительных ограничений эффективная расчетная длина под ростверком будет составлять 13,3; 15,3 и 17,3 м соответственно для стальных труб 14, 16 и 18 м.

Исходя из этого, предположение относительно уровня забивания свай будет подразумевать ограничение по времени выполнения работ (выемка грунта, забивание свай, установка ростверка и обратная засыпка) вследствие ограниченной толщины.

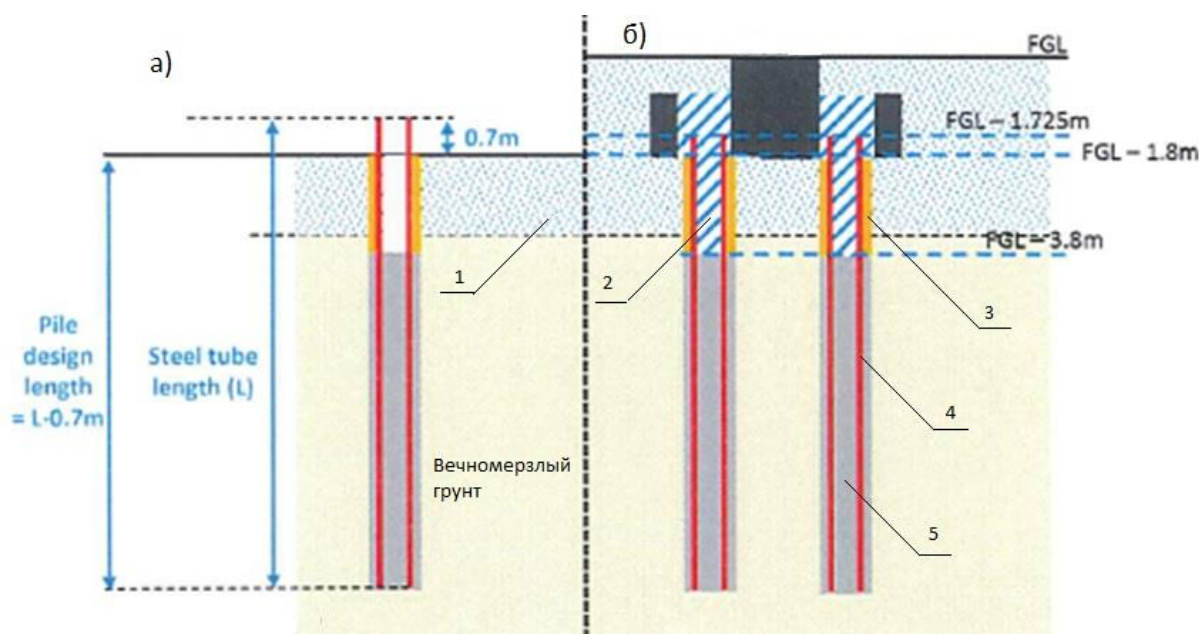


Рис. 1. Схема установки буронабивных свай в вечномёрзлых грунтах:

а – забивка свай; б – бетонирование ростверка; 1 – песчаная насыпь; 2 – бетон (минимальный класс В15); 3 – чистый песок; 4 – металлическая труба; 5 – цементно-песчаный раствор (жидкий цементный раствор); -1,725 м – уровень обрезки свай; -1,8 м – уровень подошвы ростверка; -3,8 м – уровень бетонирования скважины

- Расчетная температура вечномёрзлого грунта:

Расчеты температуры вечномёрзлого грунта проводились с учетом долговременной расчетной температуры -4°C в условиях применения термостабилизации.

Расчетная температура вечномерзлого грунта считается постоянной вдоль всей расчетной длины сваи;

Оценка требуемых систем термостабилизации во время строительства и расчетного срока эксплуатации завода для подтверждения выбранной расчетной температуры вечномерзлого грунта в течение короткого и длительного периода времени дается отдельно в рамках теплотехнического расчета:

- Критерий осадки:

Согласно основам проектирования, сваи рассчитываются с критерием осадки 50 мм на расчетный срок эксплуатации этих фундаментов, составляющий 50 лет.

- Сопrotивление песчаной насыпи:

Учитывается дополнительное сопротивление материала песчаной насыпи (в замороженном состоянии) в контакте с цементируемой частью сваи.

- Песчано-цементный раствор (жидкий цементный раствор):

Предполагалось, что жидкий цементный раствор будет иметь достаточную прочность для укрепления поверхности разрушения, образующейся в окружающем грунте вечной мерзлоты.

10) Методика проектирования

Расчеты выполнялись в соответствии с положениями нормативных документов. Следует учитывать, что по каждой скважине рассматриваются сваи с различной осевой несущей способностью.

Расчет заключается в определении:

– для **предельных состояний 1-й группы** (см. п. 7.1.1 СП 50-102-2003) несущей осевой способности (способности смерзания с грунтом) в соответствии со СП 25.13330-2012 и 6.2.2 «Основы проектирования свай» сопротивления выдергиванию в соответствии с п. 6.2.3 «Основы проектирования свай»

несущей способности боковой поверхности сваи в соответствии с СП 25.13330-2012 (Приложение Ж); СП 50-102-2003 (п. 7.4.16-7.4.21 и Приложение Д);

– для **предельных состояний 2-й группы** (п. 7.1.1 СП 50-102-2003) несущей осевой способности сваи (при сжатии/растяжении) с учетом ползучей деформации;

несущей способности боковой поверхности сваи.

При расчете необходимо принять во внимание силы, возникающие при мерзлотном пучении, воздействующие на ростверки. Оценка этих негативных факторов должна выполняться в соответствии с положениями СП 25.13330.2012 «Основания и фундаменты на вечномерзлых грунтах»

Величины предельной осадки и относительной разности осадок принимаются равными соответственно 50 мм/50 лет и 10 мм/50 лет.

УДК 622.254 (477.62)

Ю.Ю. Герасименко (магистрант, ДонНТУ), О.С. Пасько (студент, ДонНТУ)

В.И. Каменець (доцент, канд. техн. наук, доцент, ДонНТУ)

ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЙ КОМБАЙНОВОГО ПРОВЕДЕННЯ ТА ПІДТРИМАННЯ ВИРОБОК НА ШАХТАХ КРАСНОАРМІЙСЬКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМИСЛОВОГО РАЙОНУ

Проанализированы горно-геологические условия сооружения горных выработок в Красноармейском геолого-промышленном районе. Приведены результаты шахтных

инструментальных наблюдений за устойчивостью подготовительных выработок, рассмотрены особенности новых технологических схем проведения и комбайновых комплексов и возможность их применения на шахтах района.

Analyzed the mining and geological conditions of mine workings construction in Krasnoarmeysk geological and industrial area. Considered the results of mine instrumental observations of development workings stability and the peculiarities of the new technological schemes and combine tunneling systems and their application in the area mines.

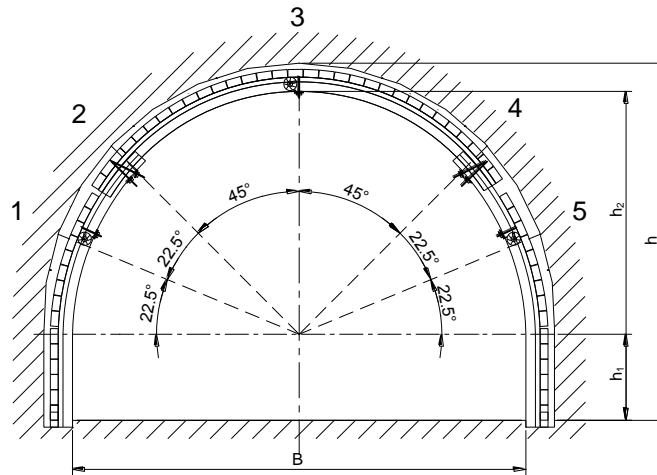
Красноармійський геолого-промисловий район в сучасних умовах є найбільшим і найперспективнішим в Україні постачальником енергетичного та коксівного вугілля з балансними запасами у мільярди тон и промисловими у десятки мільйонів.

Він витягнутий у північно-західному напрямку на 100 км по простяганню при ширині смуги вугленосних відкладень 18-20 км. Він приурочений до моноклінального південно-західного крила Кальміус-Торецької улоговини. Простягання порід змінюється від меридіонального (на півдні) до північно-західного (в центрі і на півночі району). Падіння порід на схід - північний схід, кути падіння пологі - від 5 до 12-15 °.

Відносно спокійне залягання порід порушено тектонічними розривами різного орієнтування і морфології. Основними порушеннями в районі є насуви поздовжнього субмеридіонального і діагонального північно-східного напрямів. До першої групи належать Котлинський, Красноармійський, Мерцаловський і Самарський насуви, до другої - Селидівський, Центральний, Добропільський, Ново-Іверський. Падіння зміщувачів цих насувів пологі (20-40 °) на схід - південний схід, поступово стає більш пологим з глибиною до 15 °. Амплітуди зміщення цих диз'юнктивів закономірно зменшуються від 300-350 м (у самого південного Селидівського насуву) до 15-20 м (біля північного Ново-Іверського насуву) [1]. Гірничими і розвідувальними роботами в крилах цих насувів виявлені численні крутоспадні розриви. Крім того, одночасне ведення робіт у декількох пластах свит, слабкі бічні породи також впливають на стан гірничих виробок. У зв'язку з наявністю великих геологічних порушень, значно розвинута мережа дрібних тектонічних порушень і слабких зон, що негативно позначається на стійкості порід покрівлі при веденні очисних і підготовчих робіт.

Для оцінки стану гірничих виробок і впливу гірничо-геологічних і технологічних факторів на їх стійкість нами в 2013-2014 році було виконано обстеження виробок, які проводяться і підтримуються на шахтах району.

Обстеженням було охоплено виробки, які пройдені буропідричним і комбайновим способом на глибинах 600 - 900 м не більше п'яти років тому. В обстежених виробках фіксувалися: характерні деформації кріплення і, де можливо, породного контуру; розміри перерізу у світлі; зміщення у вузлах піддатливості; розмір і розташування порожнин в закріпному просторі. Вимірювання і аналіз порожнин виконувалися за методикою, що враховує досвід проведення таких обстежень в ДонНТУ і ДДТУ (Алчевськ). Схема вимірювань наведена на мал. 1. Згідно СНіП II-94 допустимий розмір перебору перетину для капітальних виробок прийнятий: для порід міцністю від 30 до 60 МПа - 75 мм; для порід міцністю від 70 до 90 МПа - 100 мм.



Малюнок 1 – Схема вимірювання порожнин за кріпленням

В даний час, особливо при використанні для проходки комбайнів з поперечними коронками, перебори контуру виробок значно збільшилися, тому в нормативі [2] в 2007 році встановлена величина зазору між кріпленням і породним контуром 200 мм, незалежно від міцності порід. А в нормативі [3] 2005 року допустима величина перебору перетину при міцності порід до 20 МПа становить 4%, а при міцності 20-100 МПа 8% від проектної площі перетину в проходці.

Результати обстеження показали наявність переборів перетину при проходці, які значно перевищують допустимі, як при буропідривної, так і при комбайнової технології, а саме до 400-700 мм. В зонах впливу геологічних порушень порожнини за кріпленням ще більше, спостерігаються численні вивалоутворення з критичними деформаціями та руйнуванням рам. Це погіршує техніко-економічні показники шахт, створює додаткові проблеми при експлуатації виробок (табл. 1).

Таблиця 1- Умови підтримання и стан гірничих виробок шахт району

Показник	Один. вимір.	Значення
Виробки в зонах впливу геологічних порушень	%	41
Виробки в зонах ПГД від сусідніх пластів свити		36
Виробки в слабких породах з $\sigma_{ст} \leq 40$ МПа		67
Породи підшви з вмістом глини, схильні до здимання		26
Доля підземного персоналу на ремонті виробок		15
Не відповідають паспорту кріплення и потребують ремонту		17

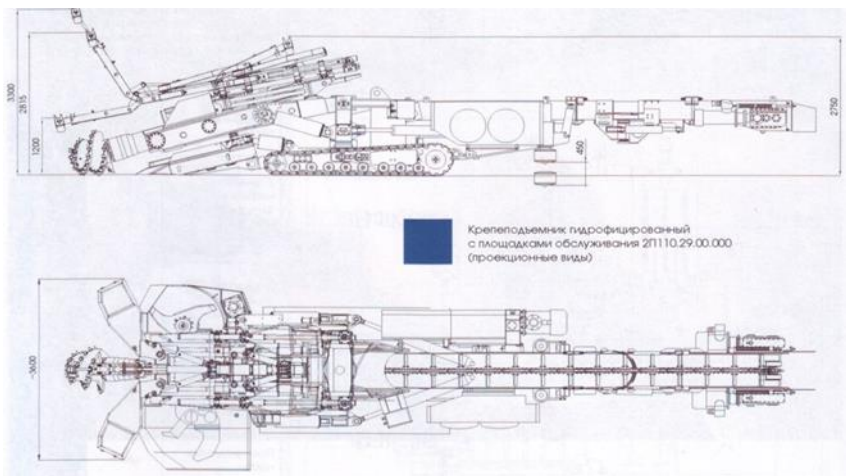
Отже, в багатьох виробках мають місце декілька негативних факторів.

Одним з напрямків вирішення проблеми при комбайнової технології є правильний вибір напрямку різання коронки для виробок з криволінійним контуром і з плоскими оголеннями. В разі наявності шарів міцних порід в покрівлі доцільно навіть на великих глибинах використовувати форми перетину з плоским перекриттям та армуванням порід анкерами.

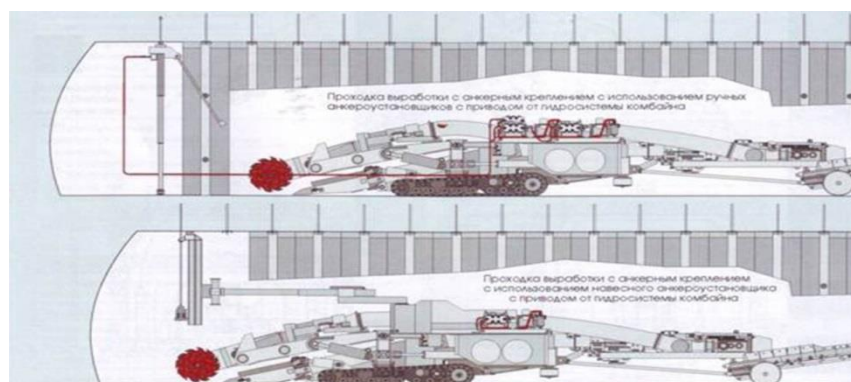
Відтворення підготовлених до відпрацювання запасів в районі відстає через в цілому низькі темпи гірничопрхідницьких робіт, в тому числі, і через застарілий парк прохідницьких комбайнів. За останні роки в Україні та СНД розроблені і серійно випускаються прохідницькі комбайни нового технічного рівня, які у складі комплексів КПК забезпечують високі швидкості проведення виробок. Це, зокрема, знайшло відображення в розроблених ДонВУГІ «Технологічних схемах ...» [4], які можуть бути

застосовані для суттєвого підвищення темпів гірничопрохідницьких робіт і збільшення видобутку.

Аналіз сучасних досліджень і розробок в області проведення і підтримання виробок показує, що в останні роки однією з основних тенденцій розвитку прохідницької техніки, як в Україні, так і за кордоном, став стійке зростання кількості агрегованих варіантів гірничопрохідницьких машин [5]. Так, практично всі пропоновані прохідницькі комбайни оснащуються додатковим обладнанням - кріпепідіймники з майданчиками обслуговування (мал. 2), анкероустановники (мал. 3), бурильні машини для розвантажувальних свердловин та ін. Таким чином, сучасний комбайн вибіркової дії повинен забезпечувати механізацію кріплення і початок підтримання виробки в момент її проведення.



Малюнок 2 - Комбайн П110-04 з кріпепідіймником та майданчиками обслуговування

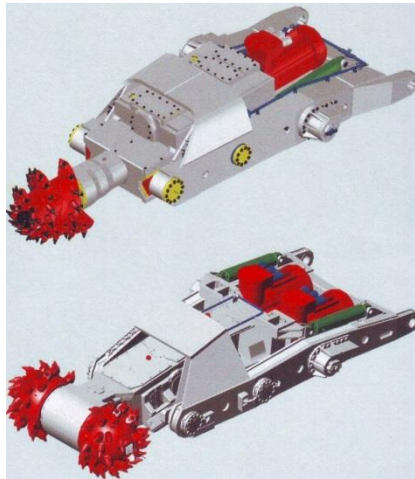


Малюнок 3 - Комбайн П110-04 з ручним та навісним анкероустановниками

Окремі типи комбайнів, такі як П110-04 виробництва НКМЗ, дозволяють застосувати на єдиній базі модульні (змінні) виконавчі органи з різним типом розташування ріжучих коронок - осьовим або поперечним і зменшити необхідний парк такої техніки на шахті (мал. 4). Також слід відзначити зростання виробництва комбайнів середнього та важкого типу у зв'язку зі збільшенням площ перерізу виробок при поглибленні гірничих робіт і відпрацюванні газоносних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої.

З урахуванням вищесказаного, нами проведено аналіз прохідницьких комбайнів, які серійно виготовляються в Україні та СНД з погляду застосовності їх у складі комплексів, результати зведені в таблицю 2.

Оптимальний склад комплексу ЗКПК наступний: комбайн П110-04 - перевантажувач стрічковий ПЛ800 - стрічковий телескопічний прохідницький конвеєр 1ЛТП800Д - бункер-конвеєр БК90 - перевантажувач скребковий УРП - установка пиловідсмоктувальна УП360 - візок маневровий ТМ30 - лебідка багатофункціональна ЛШМ - вентилятор місцевого провітрювання ВМЕ2-8.



Малюнок 4 - Змінні виконавчі органи комбайна П110-04 для кращого оконтурювання виробок різної форми перетину

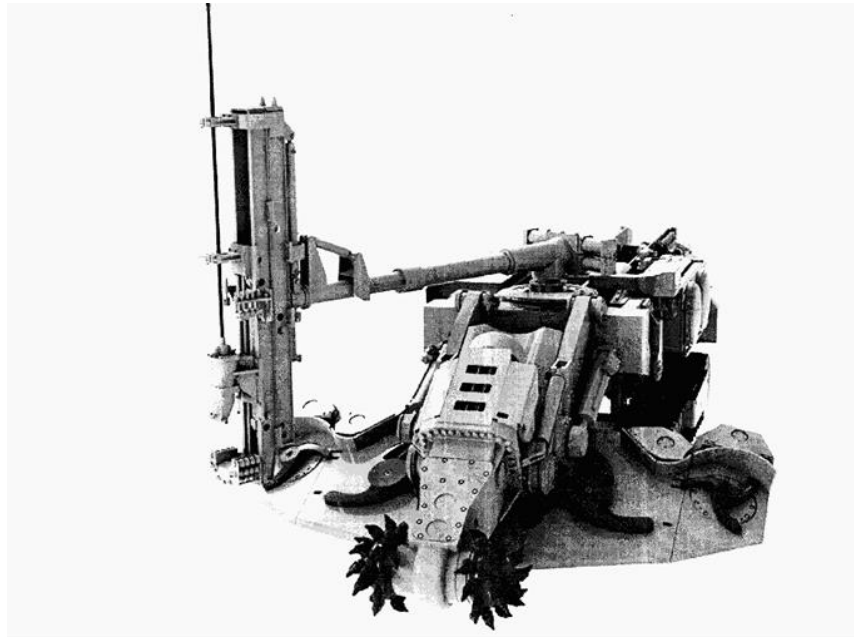
Таблиця 2 - Аналіз застосовності прохідницьких комбайнів в комплексах КПК для умов Красноармійського району

Тип комбайна	Площа перетину виробки, м ²	Міцність порід, макс, МПа	Абразивність порід, мг	Тип коронки виконавчого органу	Наявність анкероустановників, кількість / кріпепідйомників	Маса, т	Виробник
Середнього типу (30-50 т)							
П110-01м	11,0-30,0	100,0	15	поперечна / осьова	АВЕ (Німеччина), 1 / так	50	Новокрам. МЗ
КПД	11,0-35,0	100,0	15	поперечна	ТУУ 29.5-00174065-145-2003, 2 / так	41	Горлівський МЗ
КП-21	10,0-29,0	100,0	15	осьова	Копейський МЗ / ні	45	Копійський МЗ
Важкого типу (50-80 т)							
КСП 35	10,5-35,0	100,0	15	осьова	ЯМЗ, 1 / ні	57	Ясинуват. МЗ
КСП 42	12,5-35,0	120,0	18	осьова	ЯМЗ, 1 / ні	75	Ясинуват. МЗ
КПУ	13,8-38,0	120,0	18	поперечна	ТУУ 29.5-00174065-145-2003, 2 / так	70	Горлівський МЗ
П110-04	11,0-30,0	120,0	18	поперечна / осьова	АВЕ (Німеччина), 1 / так	60	Новокрам. МЗ
КП 200	14,0-39,0	120,0	18	осьова	Копійський МЗ, 1 / так	75	Копійський МЗ

Для Красноармійського району найбільш підходять комбайни П110-01м, П110-04, КПД, які на вимогу замовника можуть оснащуватися навісним обладнанням вітчизняного та імпортного виробництва. Ці комбайни нового технічного рівня

дозволяють ефективно руйнувати породи міцністю на стискання до 100-120 МПа ($f = 8-9$) у виробках будь-якої форми перетину. Площа перетину споруджуваних виробок від 11,0 до 35,0 м². Таким чином, за цих комбайнами можна проводити також сполучення, розширення виробок для розсічки, оконтурювати перетини при ремонті, тобто повністю перейти на шахтах на комбайнову технологію підготовчих робіт.

З урахуванням збільшення глибини розробки до 1000 м, потужності пластів більше 2 м, слабких бічних порід слід рекомендувати застосування комбінованого рамно-анкерного кріплення. Анкера, практично без зниження темпів проведення, встановлюються безпосередньо в вибої (мал. 5) після виїмки чергової заходки комбайном.



Малюнок 5 – Навісний анкероустановник комбайна ПІ 10-04 в робочому стані

При відповідній підготовці персоналу на установку анкера витрачається чотири-п'ять хвилин, а для установки «віяла» анкерів в перерізі виробки потрібно чотири перестановки бурового лафета з розпірною стійкою. Це дозволяє знизити порушеність приконтурного масиву і експлуатувати рамне кріплення у більш сприятливому режимі. Рами в такому варіанті встановлюються з відставанням від вибою 20-25 м, тобто за межами привибійної зони.

Отже, для підвищення рівня гірничопрохідницьких робіт та покращення стану гірничих виробок найперспективнішого Красноармійського геолого-промислового району є реальні резерви. Це означає, що у сприятливих умовах, на які ми сподіваємося, внесок району у забезпечення енергетичної незалежності та розвиток промисловості держави зростатиме.

Бібліографічний список

1. Павлов, И.О. Поля напряжений и особенности разрывной тектоники шахтных полей Красноармейского района Донбасса / И. О. Павлов, В. А. Корчемагин, Е. В. Сухинина.

Наукові праці УкрНДМІ НАН України, № 5 (частина II), 2009. – С.181-188

2. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів та засобів охорони.

3. СОУ 10.1.00185790.002:2005 Правила технічної експлуатації вугільних шахт
4. СОУ-П 10.1.00185790.014:2009 Технологічні схеми відпрацювання газоносних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої.
5. Тенденции развития конструкций и эксплуатации современного горнопроходческого оборудования / В.Г. Черных, Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова и др. // Горная техника, 2012. № 2(10). С.8-11.

УДК 622

*О.А. Зубченко, ст. викладач, В.І. Шамрай, аспірант, В.В. Коробійчук, к.т.н., доц.
Житомирський державний технологічний університет*

ВПЛИВ НА ТЕХНОЛОГІЮ ВІДПРАЦЮВАННЯ РОЗВАЛУ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ НЕГАБАРИТНИХ ШМАТКІВ

Проведений гранулометричний аналіз підірваної гірничої маси за допомогою фотопланометричного та кількісного аналізу. Проаналізовані технології відпрацювання розвалу гірської породи, що впливають на форму та розміри розвалу негабаритів. В подальшому, вирішено дослідити вплив ширини заходки екскаватора при різних схемах відпрацювання розвалу гірської породи на ширину розвалу негабариту.

Ключові слова: *розвал негабариту, фракційний склад, торцевий вибій, панельне відпрацювання, ширина заходки*

Проведенный гранулометрический анализ взорванной горной массы с помощью фотопланометрического и количественного анализа. Проанализированы технологии отработки развала горной породы, которые влияют на форму и размеры развала негабаритов. В дальнейшем, решено исследовать влияние ширины заходки экскаватора при различных схемах отработки развала горной породы на ширину развала негабарита.

Ключевые слова: *развал негабарита, фракционный состав, торцевой забой, панельная отработка, ширина заходки.*

Granulometric analysis of blasted rock using photo-planometric and quantitative analysis is carried out. The mining technology of rock disintegration that affect on the shape and size of the oversized disintegration are analyzed. In the future, the influence of the width of the excavator stope with different mining schemes of the rock disintegration on the width of the oversized disintegration are decided to investigate.

Key words: *oversized disintegration, fractional composition, frontal mine face, panel mining technology, the width of the excavator stope.*

При підриванні гірських порід на щебених кар'єрах утворюються негабаритні шматки гірської породи, які потребують подальшого дроблення. Подальше руйнування негабаритів відбувається за допомогою вибухів або механічно, з використанням гідромолоту, на продуктивність останнього значно впливає форма та розміри розвалу негабариту. Серед інших факторів, що впливають на продуктивність механічного дроблення є:

- фізико-механічні властивості гірських порід (щільність, міцність тощо);
- маса, об'єм, форма і текстура негабаритів;

- умови розміщення негабаритів на робочій площадці (розкладання на підготовленій поверхні, у навалі);
- твердість основи (скельна або пухка основа);
- параметри ударного механізму (гідромолота) та інструмента;
- розміри робочої зони бутобою (висота підйому молота, виліт стріли, кут вектора ударного імпульсу до поверхні негабариту;
- зусилля притиснення інструмента до негабариту.

Після вибуху проводився гранулометричний аналіз підірваної гірничої маси – фотопланометричним та кількісним аналізом. Результати аналізу гранулометричного складу підірваної гірничої маси представлені в табл. 1. Паралельно з фотопланометричним методом проводився кількісний аналіз виходу негабариту. Результати цього аналізу показують, що вихід негабариту коливається з 10 % до 13 %.

Таблиця 1

Дані фракційного складу (%) здійснені фотопланометричним методом

№ блока	0–20 см	21–40 см	41–60 см	61–90 см	91–120 см	121–150 см	151–190 см	191–230 см	>230 см
1	31,10	28,10	13,80	14,90	4,30	2,50	1,30	1,70	2,30
2	31,40	32,20	15,50	10,80	3,60	1,70	1,90	1,60	1,30
3	29,70	29,50	14,80	12,50	4,10	2,20	2,10	2,40	2,70

Розглянемо, як буде впливати технологія відпрацювання розвалу гірської маси екскаватором ЕКГ-5 на утворення розвалу негабариту. Відпрацювання вибою можливе торцевим вибоєм (рис. 1) або панельним відпрацюванням (рис. 2) з вузькими заходками $A=(0,5\div 1)R_{v,y}$ та широкими $A=(1,5\div 1,7)R_{v,y}$, м. Вузькі заходки використовують для автомобільного транспорту, вони забезпечують малу тривалість циклу роботи мехлопати в вибої через зменшення кута повороту екскаватора, разом з тим збільшують кількість заходок, якими відпрацьовує екскаватор розвал породи. Типова форма розвалу гірської породи та його орієнтовні розміри, яка утворюється показано на розрізі А-А зображена на рис. 1.

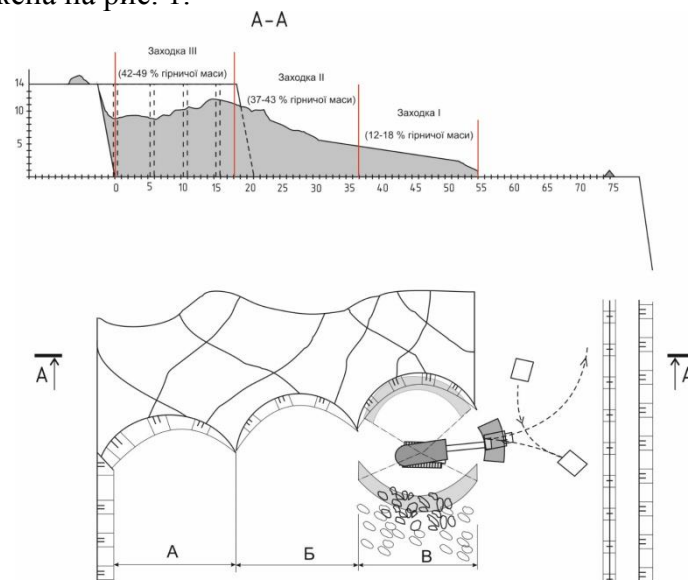


Рис. 1. Торцева схема відпрацювання розвалу гірської породи

Середня ширина розвалу гірської породи складає 55–65 м. Орієнтовна форма розвалу показана на рис. 1. В залежності від ширини торцевого вибою розвал породи може відпрацьовуватись від двох до чотирьох заходок. В середньому розвал гірської породи відпрацьовується за 3 заходки, які показані на рис. 1. Як видно зі схеми в кожній заходці знаходиться неоднаковий об'єм породи, найменша кількість розпушеної породи припадає на першу заходку 12–18 %. На інші дві заходки припадає приблизно однакова кількість гірської породи (37–43% та 42–49 %).

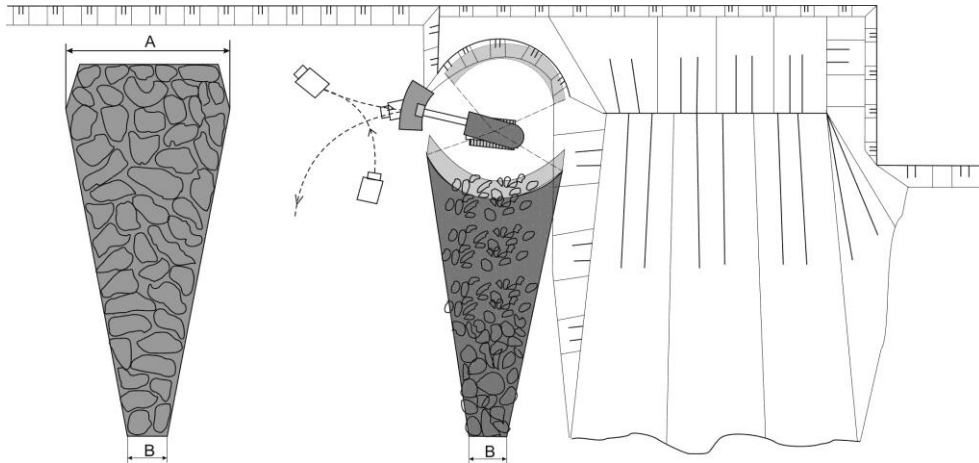


Рис. 2. Панельна схема відпрацювання розвалу гірської породи

Панельний спосіб відпрацювання застосовується при широких робочих майданчиках або при розробці найнижчого горизонту кар'єру. Як видно з рис. 2 ширина розвалу негабариту має форму в вигляді трапеції та змінюється в залежності від відстані на яку просунувся екскаватор в глиб вибою. При цьому вибої радіус не впливає на ширину розвалу негабариту.

Таким чином, розглянувши технології відпрацювання розвалу гірської породи, автори планують дослідити вплив ширини заходки екскаватора при різних схемах відпрацювання розвалу гірської породи на ширину розвалу негабариту.

УДК 622.235.432

*Скоростинська О.П., маг., Жукова Н.І., ст. викл., Бойко В.В., д.т.н., проф.,
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут», м.
Київ, Україна*

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СЕЙСМОСТІЙКОСТІ ОХОРОННИХ ОБ'ЄКТІВ І КАРСТОВИХ ПОРОЖНИН ПІД НИМИ ПРИ ПРОВЕДЕННІ ВИБУХОВИХ РОБІТ В КАР'ЄРАХ

В роботі обґрунтовано умови сейсмічної стійкості масиву порід з порожнинами, на якому розташовуються об'єкти, що охороняються, при постійних сейсмічних впливах від масових вибухів в кар'єрах. Визначені закономірності спільної дії статичних і динамічних навантажень в масиві порід при падінні фронту плоскої хвилі на порожнину під різними кутами у разі розташування об'єктів над порожнинами.

В работе обоснованы условия сейсмической устойчивости массива пород с полостями, на котором располагаются охраняемые объекты, при постоянных сейсмических воздействиях от массовых взрывов в карьерах. Определены закономерности совместного действия статических и динамических нагрузок в массиве пород при падении фронта плоской волны на полость под разными углами при расположении объектов над пустотами.

We justify the conditions of the seismic stability of the rock mass with cavities, which are located in the protected objects of permanent seismic impacts from massive explosions. The regularities of the joint action of static and dynamic loads in the rock mass in the fall of the front of a plane wave in the cavity at different angles when placing objects on the voids.

Ключові слова: масив гірських порід, карстові порожнини, охоронні об'єкти, вибухові роботи, сейсмічні хвилі, сейсмобезпека, сейсмостійкість

Вступ. З виходом українських гірничодобувних підприємств на нові світові ринки збуту продукції збільшилася інтенсивність роботи підприємств і, як наслідок, – їх ефективність. Але паралельно з позитивними тенденціями так само почали рости і негативні фактори, такі як екологічні порушення навколишнього середовища, і через збільшення інтенсивності гірничих робіт зростає динаміка впливу сейсмічних хвиль від вибухів на масив і споруди, що знаходяться в навколишній зоні. Ситуація може ускладнюватися наявністю порожнин на шляху поширення сейсмopідpивних хвиль в напрямку об'єкта. Тому актуальним питанням безпеки є збереження споруд і будівель, які знаходяться в зоні проведення масових вибухів на кар'єрах. Для чого необхідно встановити закономірності впливу статичних та динамічних навантажень на стійкість масиву з порожнинами

Аналіз досліджень і публікацій. У гірничовидобувній промисловості досягнуто позитивних результатів досліджень по виявленню закономірностей поширення сейсмічних хвиль при вибухах в різних гірничо-технологічних умовах гірничодобувних підприємств і розроблені на їх основі практичні рекомендації щодо обґрунтування сейсмобезпечних параметрів вибухових робіт в обмежених умовах кар'єрів [1, 2]. Вдосконалення фізичних основ гірничої сейсміки залишається актуальним завданням і обумовлює проведення подальших досліджень у даному напрямі з урахуванням комплексу факторів, що впливають на цей фізичний процес. Створені сучасні комп'ютерні моделі процесу поширення сейсмічних хвиль по масиву порід [3].

Для забезпечення безпеки і збереження стійкості будівель і промислових об'єктів при проектуванні вибухових робіт використовують різні сучасні фізичні, інформаційні та розрахунково-аналітичні методи [4]. Основними факторами, які несуть найбільшу небезпеку для охоронних об'єктів є сейсмічні хвилі, розліт шматків порід, сейсмічний ефект вибуху, тепловий вплив [5]. Факторами, необхідними для оцінки сейсмобезпеки будівель і споруд, є розміри зон деформацій, період коливань, спектральні характеристики, масова швидкість зсуву частинок ґрунту в залежності від величини заряду, властивості і стану масиву гірських порід [6].

У міжнародній практиці при проведенні масових вибухів і впливу на нього різного роду сейсмічних хвиль прийнято за основний критерій стійкості гірського масиву швидкість зсуву частинок ґрунту [7]. На поширення сейсмічних хвиль в гірському масиві впливають наявні в них карстові порожнини [8].

Формування цілей і завдань. У наведеному огляді відсутня досить повне теоретичне обґрунтування закономірностей поширення сейсмічних коливань при вибухах в масиві скельних порід з природними та штучними порожнинами (карсти, підземні гірничі виробки). Питання стійкості охоронних об'єктів, що розташовані над карстовою порожниною, при проведенні вибухових робіт в кар'єрах розглянуто в роботі [9], але не встановлено залежності динамічних і статичних навантажень від

впливу сейсмічних хвиль, що поширюються в масиві. Недостатньо розкриті процеси розподілення напружень навколо порожнини після проходження сейсмічною хвилею її кордонів.

Виходячи з виконаного аналізу результатів досліджень з метою оцінки методів і засобів спостереження сейсмічної дії промислових вибухів у гірському масиві з порожнинами, визначено мету і задачі досліджень.

Метою роботи є обґрунтування сейсмостійкості масиву гірських порід з природними та штучними пустотами з урахуванням сезонності вибухових робіт на кар'єрах. Для досягнення поставленої мети вирішені наступні завдання: визначено закономірності впливу статичних навантажень від мас поточчини порожнини і охоронного об'єкту, розташованого над нею; встановлені закономірності спільної дії статичних та динамічних навантажень при взаємодії сейсмовибухових хвиль з порожнинами в гірському масиві і розташованими над ними об'єктами.

Встановлення теоретичних закономірностей. Гірничо-геологічної особливістю району, в якому проводилися дослідження, є можливе розташування житлових будинків над карстами. У цьому випадку стійкість будівель визначається в першу чергу їх масою і потужністю шару порід, який знаходиться між стелиною карсту і основою будівлі. Додаткове зниження стійкості об'єктів обумовлює впливом на них сейсмічних хвиль, що виникають при вибухових роботах в кар'єрі. Цей вплив змінюється в залежності від того, в який час року проводяться вибухові роботи. Тому для зниження сейсмічної небезпеки вибухів необхідно формувати хвильовий пакет з мінімальними енергетичними параметрами. При проходженні сейсмічних хвиль через шар ґрунту над порожниною і основою споруди, то в цьому випадку може виникнути таке явище як резонанс, що призводить до серйозних пошкоджень і навіть руйнування об'єкта [10].

Стійкість об'єкта над порожниною в гірському масиві залежить від стійкості порожнини, яка визначається потужністю шару порід між фундаментом об'єкту та стелиною порожнини, і характеру впливу динамічних навантажень при вибухах (рис. 1).

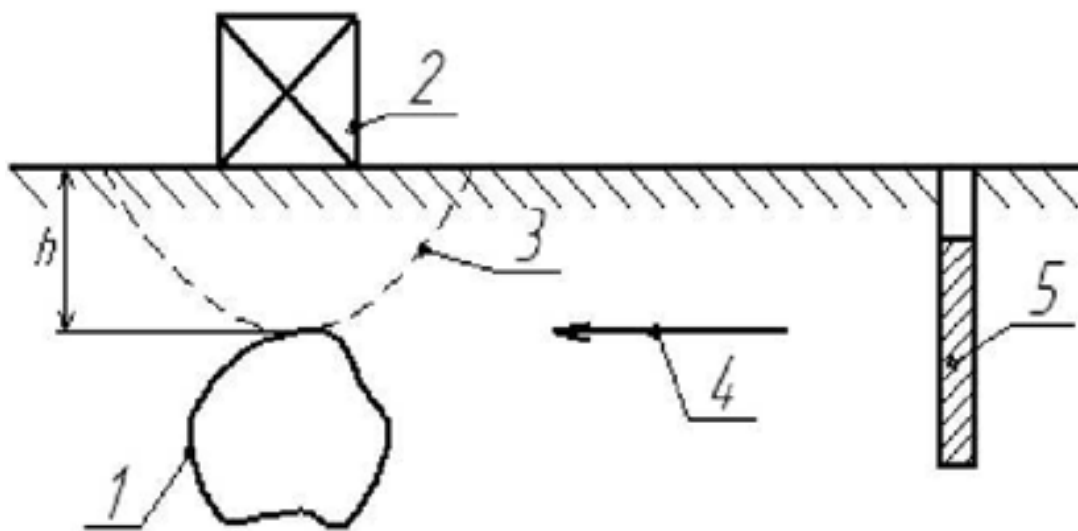


Рис. 1. Характерна схема розміщення порожнини в гірському масиві при відкритій розробці: 1 – порожнина (карст); 2 – об'єкт на поверхні; 3 – контур воронки обрушення; 4 – напрям розповсюдження динамічних навантажень; 5 – свердловинний заряд.

Оскільки гірська порода є пружним середовищем, для її опису обрані рівняння руху елементів пружного середовища, які описують її динамічну поведінку при збуреннях. При комп'ютерному моделюванні стійкості масивів гірських порід в околиці порожнин під дією сейсмічних хвиль з урахуванням наявності попередніх напружень від гірського тиску або наземних споруд, визначають поля напружень і деформацій під дією сил гравітації або маси будівель у всій області поперечного перетину порожнини методом комплексних змінних або біполярних координат і далі визначають параметри взаємодії плоскої сейсмічної хвилі з граничною поверхнею порожнини. На цьому етапі променевим методом в теорії хвильової динаміки будуються еволюціонуючі фронти сейсмовибухових хвиль і підраховують ударні імпульси на їх поверхнях [12].

Прийнято, що в ізотропному пружному масиві розташована порожнина, яка моделюється сферою з поверхнею, вільної від напружень. На порожнину діє маса потолочини і напруга від розташованого над нею об'єкта. Напружено-деформований стан в площині описується рівняннями плоскої теорії пружності. Руйнування може виникнути при досягненні межі міцності гірського масиву.

У разі взаємодії плоских хвиль з порожнинами різної конфігурації ця задача зводиться до падіння плоских хвиль під прямим кутом до поверхні розділу шарів. Скачок безрозмірного напруження на фронті хвилі визначається потужністю виробленого вибуху. Фронт хвилі зі стрибком напруги перпендикулярний осі, яка паралельна денній поверхні. Розподіл напружень по поверхні пустотілої порожнини в її діаметральному перерізі наведено на рис. 2.

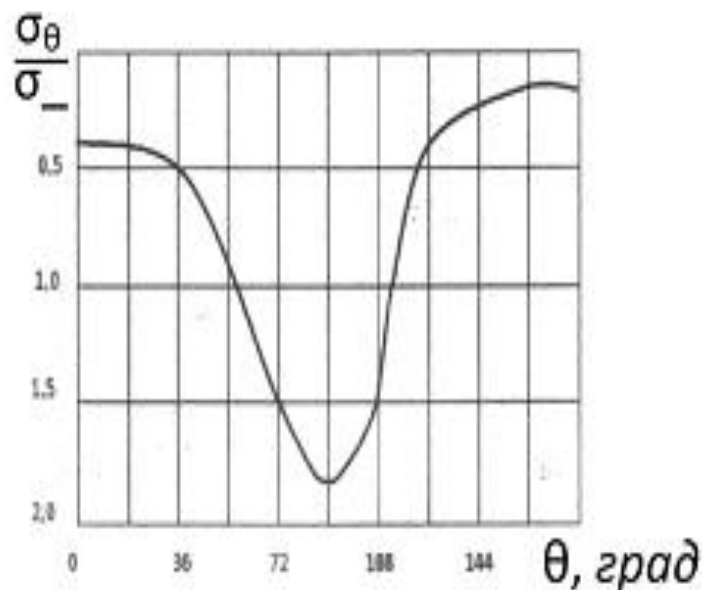


Рис. 2. Залежність сумарного напруження відносно до напруження в падаючій хвилі від координати на поверхні порожнини

В результаті досліджень напружень навколо порожнини встановлено, що найбільш небезпечним є випадок, коли фронт плоскої сейсмовибухової хвилі перпендикулярний денній поверхні. Коли лобова точка визначається довільно заданим кутом $\theta=36^\circ$, найбільш небезпечними є точки з координатами на поверхні порожнини $\theta=38^\circ$, $\theta=202^\circ$ (рис. 3).

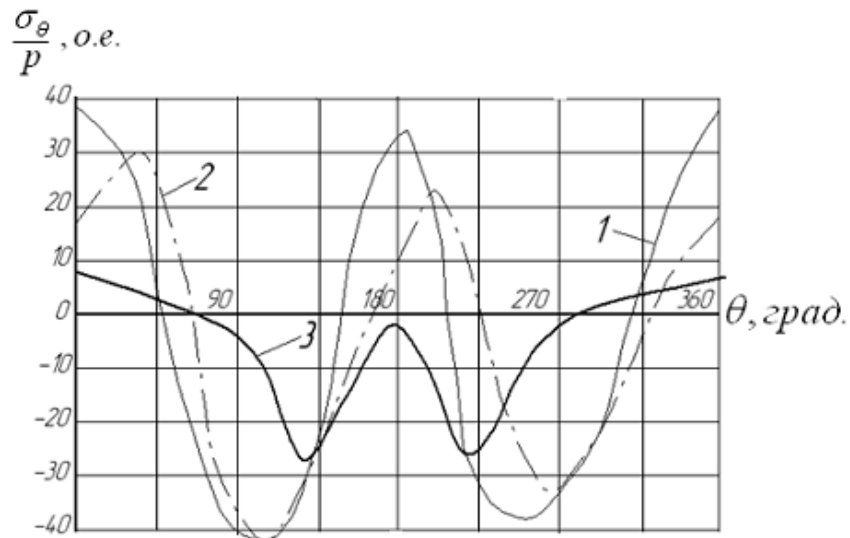


Рис. 3. Залежність сумарних напружень віднесених до напруги від об'єкта σ_d / p , від координати на поверхні порожнини θ при різних кутах падіння фронту хвилі: 1 - при $\theta=0^\circ$; 2 - при $\theta = 36^\circ$, 3 - при $\theta = 90^\circ$.

Висновки. В результаті досліджень визначено закономірності впливу статичних навантажень від мас поточчини порожнини і охоронного об'єкту, розташованого над нею.

Встановлено закономірності спільної дії статичних та динамічних навантажень при взаємодії сейсмовибухових хвиль з порожнинами в гірському масиві і розташованими над ними об'єктами.

Бібліографічний список

1. Allard, P. Mesures sismiques dans L'environneet des tirs [Текст] / P. Allard // Mines et carriers. – 2002. – 84, Mars. – P. 49–51.
2. Уайт, Дж. Э. Возбуждение и распространение сейсмических волн: Пер. с англ. О. В. Павловой и С. В. Гольдина [Текст] / Дж.Э. Уайт. – М.: Недра, 1986. – 261 с.
3. Stevens, L. Seismic wave generation and propagation from complex 3D explosion sources [Текст] / L. Stevens, J. O'Brien, M. O'Brien // Monitoring Research Review: Ground-Based Nuclear Explosion Monitoring Technologies. – 2011.
4. Karlheinz, A. Entwicklung der Regeln zur Beurteilung von Sprengerschutte-rungen auf bauliche Anlagen [Текст] / A. Karlheinz // Naturstein Ind. – 1997. – 33, № 8. – P. 22–24.
5. Baron, R. Threshold values for blast damage assessment [Текст] / Baron R. // Tunnels and Tunnelling. - 1994. - 26, № 5. - P. 46-47.
6. Farnfield, R. A. Research into the effect of surface mine blasting on buldings: Long term, monitoring projects [Текст] / R. A. Farn -field // Mining Eng. -1993. - 152, № 380. - P. 319-323.
7. Serhan Samir, J. Current seismic design criteria in the USA [Текст] / Serhan Samir J. // Technol. for Competit. World: Proc. Amer. Power Conf. Chicago, III. – 1995. – pp. 400–405.
8. Звягильский, Е. А. Предотвращение провалов земной поверхности над заброшенными шахтами [Текст] / Е. А. Звягильский // Уголь Украины. – 1999. – № 5. – С. 23–25. Восточно-Европейский журнал передовых технологий ISSN 1729-3774 4/5 (64) 2013.

9. Пасечник, А.М. Условия устойчивости карстовых полостей в горном массиве при статических нагрузках [Текст] / А.М. Пасечник // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – 2008. - Вип. №2/2008(2). – С. 102-110.

10. Дослідження впливу підричних робіт на прилеглі до кар'єрів ВАТ «Миколаївцемент» будівлі та споруди населених пунктів та розробка рекомендацій щодо їх сейсмобезпечного проведення [Текст] : Звіт про НДР (заключ.)/ ННДІОП; № ДР 0106U007694; Інв. № 0207U06084. – К.: 2006. – 85 с.

11. Воробьев, В.Д. Исследование сейсмического действия массовых взрывов в различное время года при разработке Песковского месторождения гипса [Текст]/ В.Д. Воробьев, А.И. Крючков, А.М. Пасечник, Р.М. Сидор//Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво»: Зб.наук.праць. – 2008. Вип. 17. - С. 25-34.

12. Воробьева, Л.Д. Закономерности взаимодействия сейсмозрывных волн с закарстованным массивом горных пород [Текст] / Л.Д. Воробьева, Н.Н. Ткач, А.М. Пасечник, Н.И. Жукова // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – 2009. - Вип. №1/2009(3). – С. 63-70.

УДК 622+504/502

Секисов Артур Геннадьевич, докт.техн.наук, директор Читинского филиала Института горного дела им. Н.А. Чинакина СО РАН, Зыков Николай Васильевич, канд.техн.наук, директор Забайкальского горного колледжа им.М.И. Агошкова, Тимашева Татьяна Владимировна, аспирант Забайкальского государственного университета, преподаватель Забайкальского горного колледжа им.М.И.Агошкова, Петренко Мария Алексеевна, аспирант Забайкальского государственного университета, преподаватель Забайкальского горного колледжа им.М.И.Агошкова.

СПОСОБ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ НАРУШЕННЫХ ОТКРЫТЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

В статье предложен способ рекультивации затопленных карьеров позволяющий с небольшими финансовыми затратами продлить срок эксплуатации карьера более чем на 30 лет, получая при этом дополнительный металл достаточной биржевой стоимости.

In this article we offer the way of recultivation of the flooded pits we fund small financial expenses. This method allows to prolong the term of explotation of a pit more than for 30 years. We can get additional metal of sufficient exchange cost.

Ключевые слова - электрокавитационный аппарат, внутрикарьерное выщелачивание, закладочная масса, электросорбер, электродиффузионно-электросорбционный реактор.

В связи с происходящими в стране экономическими реформами, ряд отраслей Земельного законодательства получили толчок к дальнейшему совершенствованию. Имеющиеся в современном российском законодательстве «О недрах» нормы о рекультивации нарушенных горными работами земель не обеспечивают в полной мере ни восполнение земельного фонда и комплексного использования техногенных минеральных ресурсов, ни сохранения достойной экологической и социальной обстановки в горнодобывающих регионах.

Предложенный на рассмотрение способ рекультивации затопленных карьеров позволяет с небольшими финансовыми затратами продлить срок эксплуатации карьера более чем на 30 лет, получая при этом дополнительный металл достаточной биржевой стоимости.

Осуществление предложенного способа рассматривается на примере затопленного карьера Кургашин, ОАО «Алмалыкский ГМК», расположенного между крупным действующим карьером Кальмакыр и городом Алмалыком (110 тыс.чел.).

На момент остановки работ (1983 г.) и начала затопления выработанного пространства, глубина карьера составляла 219,7 м, объем чаши карьера 100 млн.м³, балансовые запасы полностью не отработаны. В настоящее время глубина затопления 168 м, при этом масса карьерных вод составляет 23,6 млн.м³. Коэффициент крепости пород, слагающих борта карьера, по шкале М.М.Протоdjeяконова составляют: 1-2 для лёссов, 7-9 для известняков, 10-12 для сиенито-диоритов; борта сложены породами, способными к активному физико-химическому выветриванию и разрушению, и как следствие, к выщелачиванию тяжелых металлов в карьерные воды; сейсмичность района -7 баллов по шкале Рихтера.

Работы выполняются следующим образом.

1. Используя систему насос-трубопровод, карьерную воду пропускают через реактор, в котором в качестве ионообменного сорбента используется смесь анионо- и катионообменного синтетических сорбентов, воздействие электрическим полем осуществляется раздельно в зонах струйного и свободного течения, при этом в 1-й зоне карьерную воду пропускают через систему чередующихся анодов-катодов (разность потенциалов 1,5-30 В), а во 2-й зоне - через решетку катодов с запитывающими анодами (разность потенциалов 1,3. Смесь анионо-катионообменного синтетических сорбентов содержит анионита 50-90 мас.% и катионита 10-50 мас.%. Воздействие электрического поля осуществляется в постоянном или импульсном режиме. В результате на выходе карьерные воды очищаются от металлов, которые находятся в виде ионов Zn²⁺, Cu²⁺, Pb²⁺, Cr³⁺, Hg²⁺, Co²⁺, Cd²⁺) или их аквакомплексов ([Zn(H₂O)₆]²⁺, ([Cu(H₂O)₆]²⁺, ([Pb(H₂O)₆]²⁺).

2. После реактора поток технической воды разделяется: одна часть по системе насос-трубопровод направляется на обогатительную фабрику; вторая часть поступает в электрокавитационный аппарат, в котором в движущихся водных массах, при воздействии на них электрических полей в области сужения и последующего расширения потоков, инициируется процесс кавитации. Насыщенные озоном (15% - 20%) воды по системе трубопроводов направляются обратно в карьер для активации процесса выщелачивания металлов (медь, цинк, золото, серебро) из недоработанных запасов и закладочной массы (внутрикарьерное выщелачивание).

3. Засыпка чаши затопленного карьера закладочной массой происходит одновременно с откачкой карьерных вод, в равных объемах.



Рис.1 Ситуационный план промзоны рудника Кальмакыр:

1- действующий карьер; 2- затопленный карьер; 3 – отвалы вскрыши; 4 -межкарьерный транспортный целик; 5 – город Алмалык.

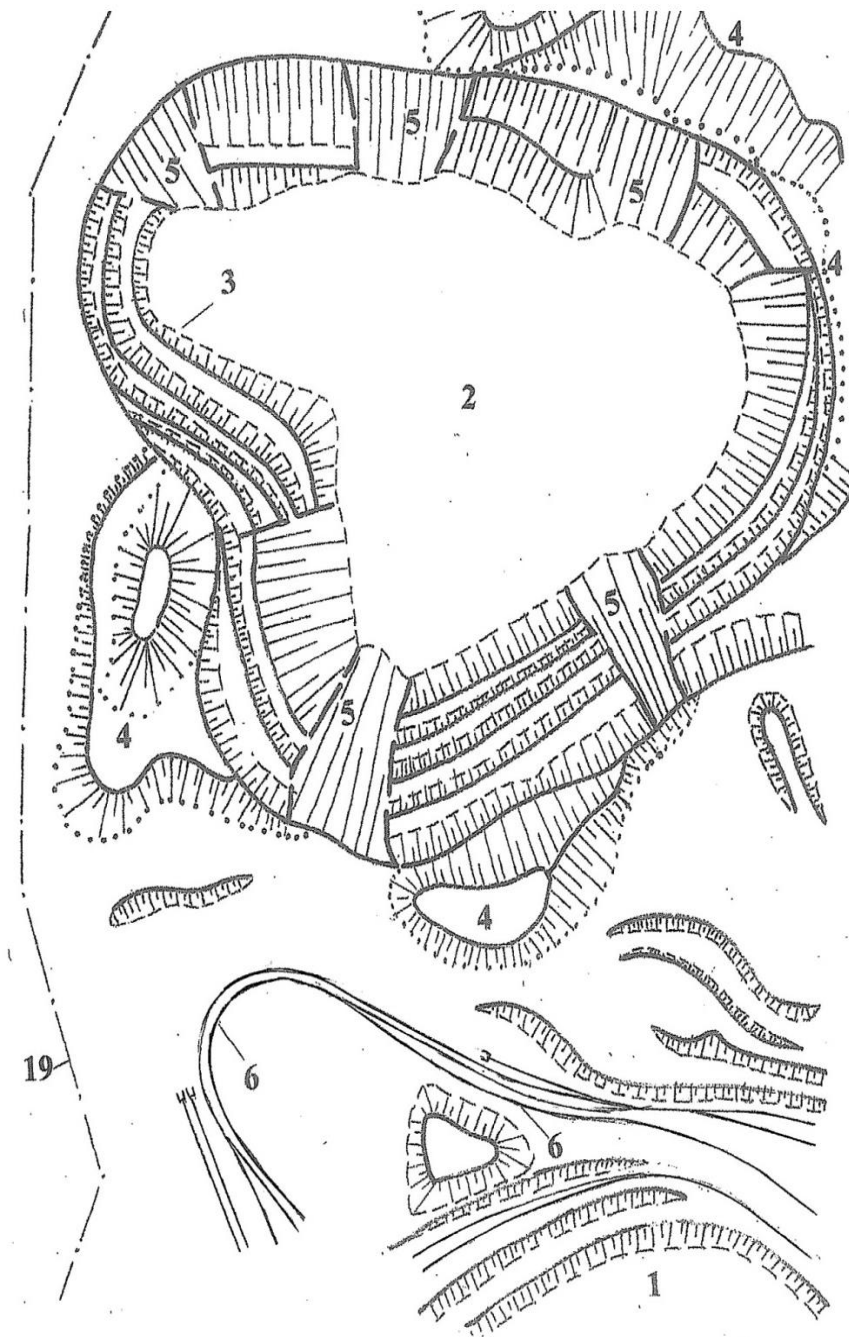


Рис.2 Ситуационный план действующего и затопленного карьеров
 1 - действующий карьер; 2 - затопленный карьер; 3 - уровень внутри карьерных вод; 4 - отвалы вскрыши; 5 - оползни; 6 - существующие карьерные железнодорожные пути;

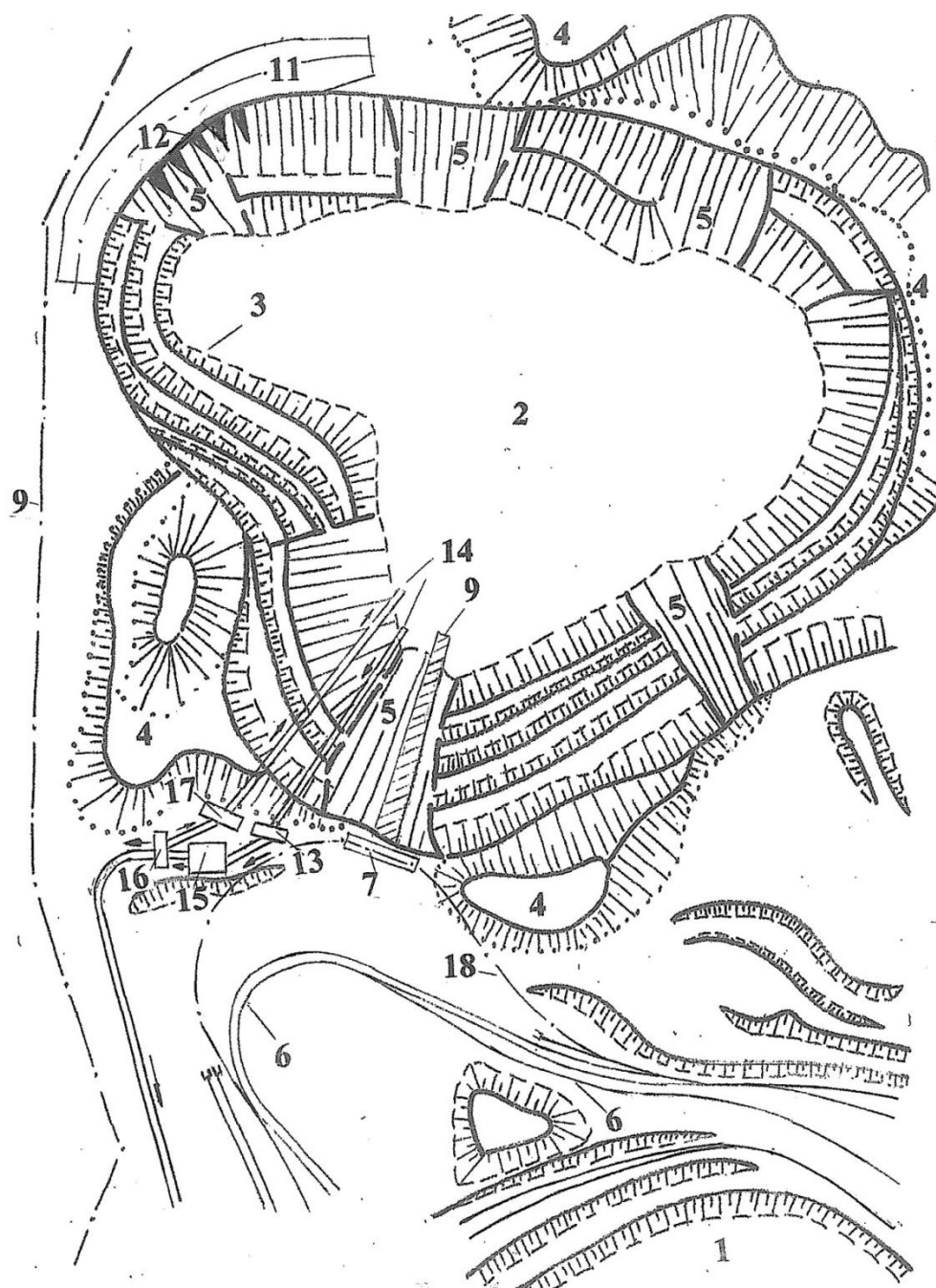


Рис.3. Технологическая схема рекультивации

1 - действующий карьер; 2 - затопленный карьер; 3 - уровень внутрикарьерных вод; 4 - отвалы вскрыши; 5 - оползни; 6 - действующие железнодорожные пути; 7 - проектная железнодорожная разгрузочная площадка; 8 - рудоспуск; 9 - охранный насыпь; 10 - водорезы; 11 - насосы; 12 - трубопроводы; 13 - отстойник карьерной воды; 14 - электросорбер; 15 - электрокавитационная установка; 16 - новый железнодорожный путь; 17 - граница города; 18 - направление на обогатительный и металлургический комплекс.

А.В. Трушина (магістрант, ДонНТУ)

В.І. Каменець (доцент, канд. техн. наук, доцент, ДонНТУ)

ПРО ТЕХНОЛОГІЮ СПОРУДЖЕННЯ ЕСКАЛАТОРНИХ ТУНЕЛІВ СТАНЦІ КИЇВСЬКОГО МЕТРО «ЛЬВІВСЬКА БРАМА»

Проанализированы горно-геологические условия сооружения эскалаторных тоннелей станции метро глубокого заложения «Львовская брама». Рассмотрены варианты современных технологий строительства наклонных ходов в обводненных неустойчивых грунтах для завершения строительства станции.

Analyzed mining and geological conditions of deep subway station "Lvivska brama" escalator tunnels construction. Considered the variants of modern technologies in the construction of sloping passages in watered unstable soils to complete building of the station.

"Львівська брама" - станція на Сирецько-Печерській лінії Київського метрополітену, яка побудована транзитною в 1996 році, але досі не відкрита, будівництво комплексу ескалаторних тунелів заморожено. Розташована вона між станціями "Лук'янівська" і "Золоті ворота". Станція після введення в експлуатацію здатна істотно розвантажити центр міста від наземного транспорту, що важливо і для дорожньої ситуації, і для збереження історичного середовища Львівської площі.

Причин довгобуду кілька: відсутність затвердженого проекту реконструкції Львівської площі з щільною забудовою і розташування виходів з метро, фінансові проблеми, велика глибина закладання станції - 90 м, що вимагає спорудження двох ескалаторних тунелів з проміжним вестибюлем в нестійких обводнених грунтах у верхній частині.

Розглянемо гірничо-геологічні та технологічні аспекти проблеми завершення будівництва об'єкта. Станції та перегінні тунелі Київського метрополітену на правому березі Дніпра закладаються в щільних переважно сухих спондилових палеогенових глинах. Однак на ділянках розмивів спондилові глини мають підвищену вологість, пористість, тріщинуватість і знижену міцність. Такий розмив знаходиться на глибині 45 м на ділянці будівництва і буде перетинатися ескалаторним тунелем. Гірський тиск у зоні розмивів проявляється більш інтенсивно і тривало. Вище глин залягають нестійкі обводнені наноси.

У нормативі [1] будівництво ескалаторних тунелів спеціальними способами не розглядається. Основним і практично єдиним способом проведення ескалаторних тунелів донедавна була безщитова еректорна проходка в заморожених породах з кріпленням чавунними тубінгами [2, 3, 4]. Після розморожування відбувалася значна просадка поверхні, що неприпустимо в районах історичної забудови.

Значні зміщення земної поверхні при використанні розсільного заморожування ініціювали пошук і перевірку нових технологій закріплення ґрунтового масиву при спорудженні ескалаторних тунелів. Однією з таких технологій є так звана комбінована технологія, що поєднує струминну технологію і розсільне заморожування ґрунту. Вона реалізована під час будівництва ескалаторного тунелю станції «Звенигородська» Санкт-Петербурзького метро [5], умови спорудження якого схожі з Київським. Закріплення масиву Jet-палями виконано рядами вертикальних свердловин, які пробурені уздовж осі похилого ходу. Цементация проводилася зонально, забезпечуючи створення ґрунтоцементного огороження необхідної товщини.

Для забезпечення безпеки проходки, поряд з цементациєю було виконано додатково контурне заморожування похилими свердловинами, яке перекривало

можливі «вікна» в цементному камені. Заморожування виконувалося з розрахунку недопущення виходу контуру заморозки за межі закріпленого масиву для забезпечення мінімальних деформацій у процесі заморожування і подальшого відтавання.

Розробка забою здійснювалася екскаватором і відбійними молотками. Вимірювання показали, що за комбінованою технологією зсуви земної поверхні були в 5 разів менше.

Ефективною для мінімізації деформацій денної поверхні показала себе схема будівництва ескалаторного тунелю під захистом «стіни в ґрунті» і закріплення ґрунтів методом струминної цементації. Дані методи забезпечення стійкості масиву і протифільтраційної завіси не нові і застосовувалися при будівництві об'єктів метрополітену з 90-х років. Але тільки у теперішній час застосовувана механізація і відпрацьована технологія ведення робіт дозволяють отримати дійсно функціональні огорожувальні конструкції.

По периметру ескалаторного тунелю споруджується «стіна в ґрунті» з монолітного залізобетону. Усередині контуру, обмеженого «стіною в ґрунті» нижче горизонтального діаметра споруджуваного тунелю, виконується закріплення ґрунтів методом струминної цементації. Проходка ескалаторного тунелю ведеться з механізованої розробкою вибою екскаватором і зведенням тимчасового аркобетонного кріплення (установка кільцевих арок з двотавру, заповнення міжрамного простору набризкбетоном і нанесення обмазочної гідроізоляції). Зведення постійної оправи починається після проходки тунелю з тимчасовим кріпленням на всю довжину з монтажу арматурних каркасів з подальшим укладанням бетону спочатку в нижню частину перерізу тунелю, а потім у верхню.

Інший напрямок зниження осад денної поверхні при спорудженні ескалаторних тунелів пов'язане із застосуванням тунелепрохідницьких механізованих комплексів (ТПМК), які обладнані системою ґрунтопривантаження, здатною підтримувати вибій, врівноважуючи тиск ґрунту і води, а також впливати на ґрунт за допомогою нагнітання хімічних реагентів. ТПМК провідних виробників: німецької фірми «Херренкнехт АГ» і канадської «Ловат» для будівництва ескалаторних тунелів в Києві поки не застосовувалися.

Ескалаторні тунелі станції «Львівська брама» пропонується споруджувати за допомогою ТПМК в збірній залізобетонній оправі, вона значно дешевше тубінгів, діаметром 10,4 м (при розрахунковому пасажиропотоку необхідно чотири ескалатори), товщина блоків 500 мм. Блокова залізобетонна оправа - з водонепроникного бетону з гумовим ущільненням стиків. Для монтажу оправи використовуватиметься еректор. З'єднання елементів кільця між собою і з раніше встановленими кільцем болтами. Простір за оправою заповнюватиметься водонепроникним двокомпонентним швидкоотвердіючим розчином із змішуванням його в момент нагнітання.

Зона розмиву захищатиметься від підвищеного припливу води і зсувів порід застосуванням струминної цементації з КДСЦ-добавками. У зоні захисту будуть побудовані також інші споруди ескалаторного комплексу на обраних ділянках для входів. Нижній ескалатор буде здійснювати підйом на 60 м, верхній - на 30 м. На рівні проміжного вестибюля розміститься нижній поверх заглибленої будівлі торговельно-розважального центру, що дозволить залучити в проект добудови станції кошти інвесторів.

Бібліографічний список

1. ДБН В.2.3-7-2010. Споруди транспорту. МЕТРОПОЛІТЕНИ, Київ: Мінрегіонбуд України, 2011. 201 с.

2. Дорман, Я.А.. Специальные способы работ при строительстве метрополитенов / Я.А. Дорман. М.: Транспорт, 1981. 303 с.

3. Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы (ЕНиР). Сборник ЕЗ6. Горнопроходческие работы. Выпуск 2. Строительство метрополитенов, тоннелей и подземных сооружений специального назначения.

4. Лысиков, Б.А. Строительство метрополитенов и подземных сооружений на подрабатываемых территориях / Б.А. Лысиков, Г.Р. Розенвассер., В.Ф. Шаталов; под ред. Б.А. Лысикова. Часть I. Севастополь: Вебер, 2003. – 302 с.

5. Безродный, К.П. Строительство эскалаторных тоннелей Санкт-Петербургского метрополитена / К.П. Безродный, М.О. Лебедев, Г.Д. Егоров // Метро и тоннели. №1, 2015. www.tar-rus.ru

УДК 624.121.53

Гайко Г.І., доктор технічних наук, професор, Булгаков В.П., аспірант НТУУ «Київський політехнічний інститут»

ОСОБЛИВОСТІ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА КИЄВА З ТОЧКИ ЗОРУ ПРІОРИТЕТІВ ТРАНСПОРТНОГО ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ

Наголошений пріоритет транзитно-орієнтованого розвитку підземного будівництва Києва. Розглянуто плани транспортного освоєння підземного простору столиці до 2025 р. й оцінено геологічні й морфологічні умови підземного будівництва цих об'єктів. Підкреслена важливість системного підходу до проектування підземних споруд, як складових частин «підземного міста».

Указан пріоритет транзитно-орієнтованого розвитку підземного будівництва Києва. Рассмотрены планы транспортного освоєния подземного пространства столицы до 2025 г. и оценены геологические и морфологические условия подземного строительства этих объектов. Подчеркнута важность системного подхода к проектированию подземных сооружений, как составных частей «подземного города».

Emphasized the priority of transit-oriented development of the underground construction of Kyiv. Considered development of underground transport plans space to the capital in 2025 and reviewed geological and morphological conditions underground construction of these facilities. Highlighted system approach to the design of underground structures as part of the "underground city".

Вступ. Вирішення багатьох територіальних, транспортних, енергетичних, водопостачальних і екологічних проблем великих міст, що збільшуються пропорційно зростанню населення, яке мешкає або працює в мегаполісі, можливе лише завдяки розвитку підземної урбаністики, тобто розміщення в підземному просторі міста численних споруд транспортного, господарчого й комунального призначення, створення масштабної інженерної інфраструктури.

Основою для розвитку геоурбаністики може стати транзитно-орієнтоване проектування (transit-oriented development (TOD) з розвитком «інтелектуальних транспортних систем» [1], згідно з яким у центрах транзитно-орієнтованого проекту розташовуються станції метрополітену й муніципального автотранспорту, підземні вокзали, які оточуються відносно щільною підземною забудовою: гаражі, парковки, багатофункціональні комплекси, торгівельні й розважальні центри, склади, спортивні

споруди, об'єкти громадянської оборони тощо. При віддаленні від зазначених центрів щільність забудови зменшується. Інженерна інфраструктура проектується у відповідності до щільності населення тих або інших районів міста (визначається наземною забудовою) і можливостей передавання функцій життєзабезпечення міста від наземних до підземних об'єктів.

Метою є обґрунтування необхідності формування майстер-планів освоєння підземного простору міста Києва із застосуванням системної методології, а також розвитку підземної урбаністики, тобто розміщення в підземному просторі міста численних споруд господарчого, комунального, транспортного призначення – масштабної інженерної інфраструктури.

Виклад основного матеріалу. Важливою складовою природничої геосистеми «геоурбаністика – геологічне середовище», є вплив геологічних і геоморфологічних чинників, що передбачає змінність умов будівництва й експлуатації комплексів підземних споруд, дозволяє прогнозувати ці умови в межах мегаполісу, обирати найбільш доцільні терени для розміщення підземних об'єктів з позицій стійкості й безпеки споруд, зменшення економічних ризиків [2]. Виходячи з цього розглянемо плани транспортного освоєння підземного простору в Києві до 2025 р. й оцінимо геологічні й морфологічні умови підземного будівництва цих об'єктів.

Не дивлячись на величезну протяжність київських гідротехнічних і теплотехнічних підземних споруд (щільна система дощової й господарсько-побутової каналізації, водопроводів, підземних водосховищ, теплотрас тощо) і наявність у місті підземних комплексів культурно-масового використання, справжнім «каркасом» (головною структуротворчою частиною), яка охоплює область зосередження найбільшої функціональної активності геоурбаністичної системи – залишається метрополітен.

Протяжність київського метрополітену на сьогодні складає 69,6 км і охоплює 52 станції [3]. Серед перспективних напрямків його розвитку – будівництво четвертої Подільсько-Вигурівської лінії метрополітену, що дозволить вирішити транспортну проблему для півмільйона мешканців лівобережних районів Києва (Деснянського та Дніпровського), зокрема, житлових масивів Воскресенський, Райдужний, Вигурівщина-Троєщина майбутньої житлової забудови Русанівських садів (рис. 1). Також ця лінія забезпечить швидкий транспортний зв'язок цих районів із правобережною частиною міста. Лінія складатиметься з двох ділянок: ділянки від станції «Глибочицька» до станції «Райдужна» з відгалуженням у напрямку житлового масиву Вигурівщина-Троєщина і ділянки від станції «Вулиця Милославська» до станції «Прспект Ватутіна». Спорудження четвертої гілки заплановано виключно за інвестиційні кошти. Орієнтовний термін вводу в експлуатацію – 2025 рік.

Четверта лінія метрополітену, буде проходити по території підвищеної платоподібної рівнини, розчленованої ярами, балками та долинами невеликих річок. Розріз гірничих порід по лінії слідування метрополітену будуть переважно складати супіски, суглинки, глини, піски та леси. Ці породи м'які за рівнем міцності, та мають коефіцієнт міцності рівний 0,8. Витримані водоносні горизонти поширені в нижньо- і середньочетвертинних прісноводних суглинках і підморенних пісках, крім того, локально розвинені підземні води зустрічаються в зсувних і делювіально-зсувних нагромадженнях, лесових утворень, надморенних відкладах. Від станції метро «Вулиця Милославська» до станції «Прспект Ватутіна» лінія буде проходити по порівняно рівній терасі, але від станції «Глибочицька» до станції «Райдужна» лінія буде проходити в межах рельєфу, що розчленований ярами, та лесовими останцями. [4].

Першою чергою Лівобережної лінії стане ділянка від станції «Вулиця Милославська» до станції «Прспект Ватутіна» з депо «Троєщина», що стане

відгалуженням Подільсько-Вигурівської лінії. В майбутньому п'ята лінія стане самостійною і пройде вздовж залізниці до Броварського проспекту. Третьою чергою будівництва лінії стане її продовження до житлового масиву Осокорки, де п'ята лінія матиме пересадку зі станції «Прспект Бажина» на станцію «Позняки». В майбутньому вона може стати частиною кільцевої лінії Київського метрополітену. Ділянка від станції «Вулиця Милославська» до станції «Прспект Ватутіна» буде проходити по надзаплавній терасі Дніпра, що характеризується відносно рівним рельєфом на всьому протязі. Вона складена осадовими відкладами, що мають незначні кути залягання. Ці породи переважно представлені пісками та озерними суглинками, що характеризуються невисоким рівнем міцності. Загалом ділянка буде проходити у відносно рівномірному геологічному та геоморфологічному середовищі на всьому протязі.

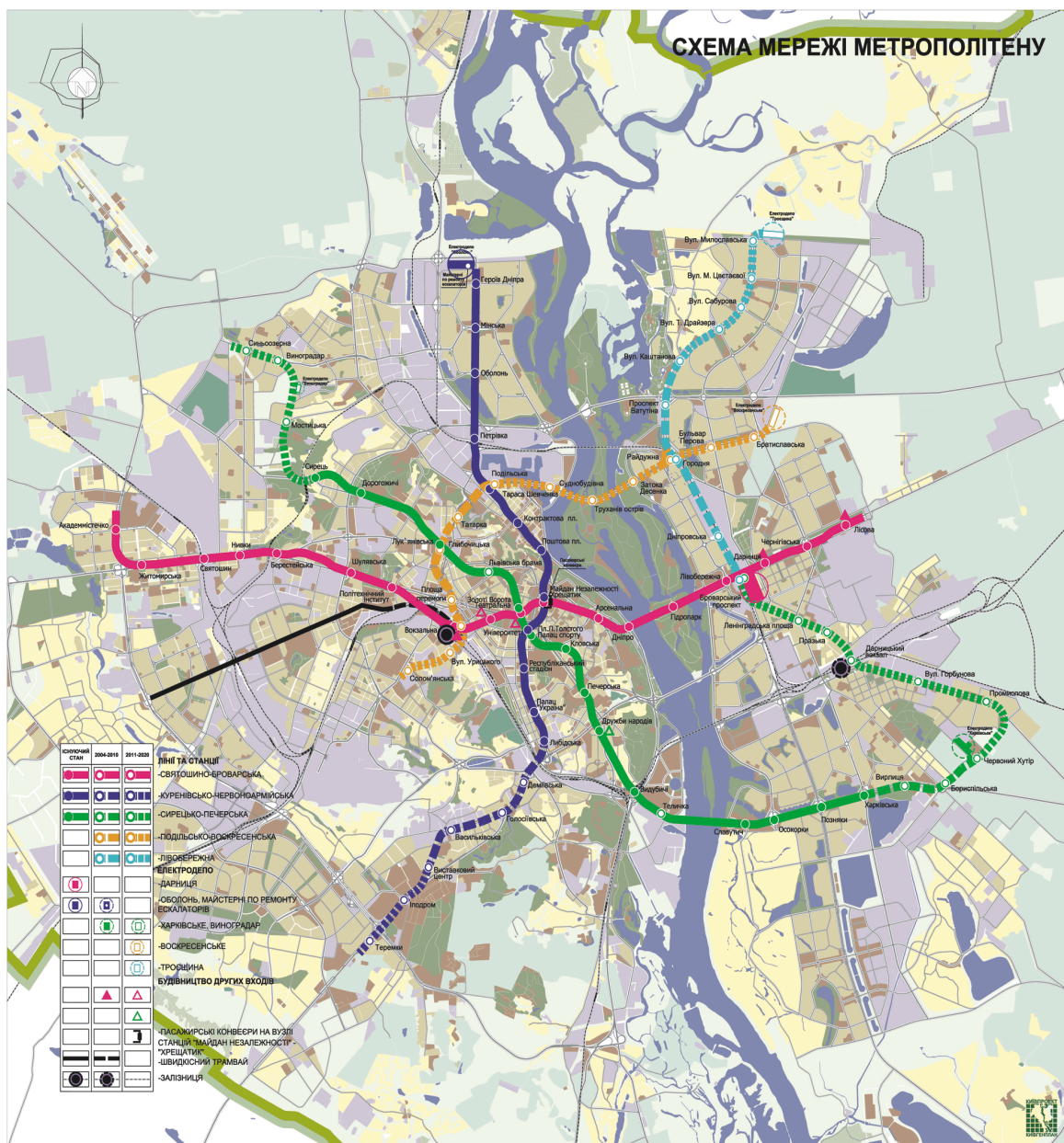


Рисунок 1 – Перспективний розвиток київського метрополітену (до 2025 р.)

Вишгородсько-Дарницька лінія пройде від площі Шевченка до Дарницького залізничного вокзалу і зв'яже Мінський масив, Вітряні гори, Пріорку, Куренівку, Караваєві дачі, Чоколівку, Олександрівську слобідку й Позняки. Вона буде проходити по території платоподібної рівнини, розчленованої ярами, балками та долинами невеликих річок. Розріз гірничих порід по лінії слідування метрополітену також переважно будуть складати супіски, суглинки, глини, піски та леси, що м'які за рівнем міцності. Витримані водоносні горизонти поширені в нижньо- і середньочетвертинних прісноводних суглинках і підморенних пісках, крім того, локально розвинені підземні води зустрічаються в зсувних і делювіально-зсувних нагромадженнях, лесових утворень, надморенних відкладах. На правому березі лінія буде проходити по розчленованому ярами рельєфу, але на другій половині пройде по відносно рівній терасі.

Будуть розширятися й вже діючі «старі» лінії. На Святошинсько-Броварській (червоній) лінії планується будівництво другого виходу зі станції «Вокзальна», оскільки наразі єдиний вихід не справляється з пасажиропотоком через обмеженість корисного простору вестибюлю та передескалаторного залу для проходу пасажирів, що створює суттєві незручності в обслуговуванні пасажирів. Завдяки другому виходу пропускна спроможність станції збільшиться, як мінімум, у 2 рази. Крім того, планується за станцією «Академмістечко» побудувати ще станцію «Новобіличі», а також депо «Новобіличі». Обговорюються перспективи продовження цієї гілки метро до селища Ірпінь. Від станції метро «Академмістечко» лінія буде проходити в межах ділянки із досить розчленованим рельєфом, та складеної переважно супісками та суглинками, що характеризуються низькими значеннями міцності. Зсувні і делювіальні відклади обводнені не суцільно, існуючі в них безнапірні або слабонапірні води зустрічаються на глибинах 0–6 м. У верхньочетвертинній лесовій товщі на ділянках, де вона підстиляється моренними глинами, зустрічається верховодка. До м. Ірпінь не буде значних змін у геологічній та гідрогеологічній характеристиці середовища.

На Куренівсько-Червоноармійській (синій) лінії передбачено будівництво станції «Одеська» з депо «Деміївське» та відгалуженням лінії за станцією «Іподром», на якій будуть споруджені станції «Автовокзал «Теремки» та «Вулиця Д. Луценка» (колишня «Крейсера «Аврори»). На своєму протязі лінія буде проходити в межах ділянки із розчленованим рельєфом, що складена переважно супісками та суглинками, які характеризуються низькими значеннями міцності. Зсувні і делювіальні відклади обводнені не суцільно, існуючі в них безнапірні або слабонапірні води зустрічаються на глибинах 0–6 м. В межах будівництва станцій значних змін у геологічній будові не спостерігається.

На Сирецько-Печерській (зеленій) лінії в планах є будівництво трьох станцій в північній частині міста – «Мостицька», «Виноградар» та «Синьоозерна», а також будівництва депо «Виноградар». Крім того планується спорудження ескалаторного нахилу та виходу зі станції «Львівська брама», що є необхідним для введення в експлуатацію цієї станції та будівництва додаткового пасажирського переходу між станціями «Театральна» та «Золоті ворота».

Вкрай важливим напрямком розвитку транспортної інфраструктури Києва стануть протяжні автомобільні тунелі, кількість яких відповідно до нового Генерального плану розвитку Києва складає 6, причому три з них пройдуть під Дніпром, а три будуть з'єднувати транспортні артерії міста в межах правого берега (рис. 2).

Згідно з думкою архітектора Віктора Петрука, тунелями, що можуть бути побудовані найближчим часом є наступні:

- вул. Соляна - вул. Заводська (завантаження Подільсько-Воскресенського та Московського мостів, найкоротший шлях на ж/м Оболонь і Вишгородський напрям), протяжністю 0,9 км.;
- пл. Перемоги - вул. Верхній/Нижній Вал (адміністративний центр - Подільсько-Воскресенський міст), протяжністю 2,1 км.;
- вул. Бастіонна - Дарницький міст (адміністративний центр - Дарницький міст), протяжністю 1,0 км.

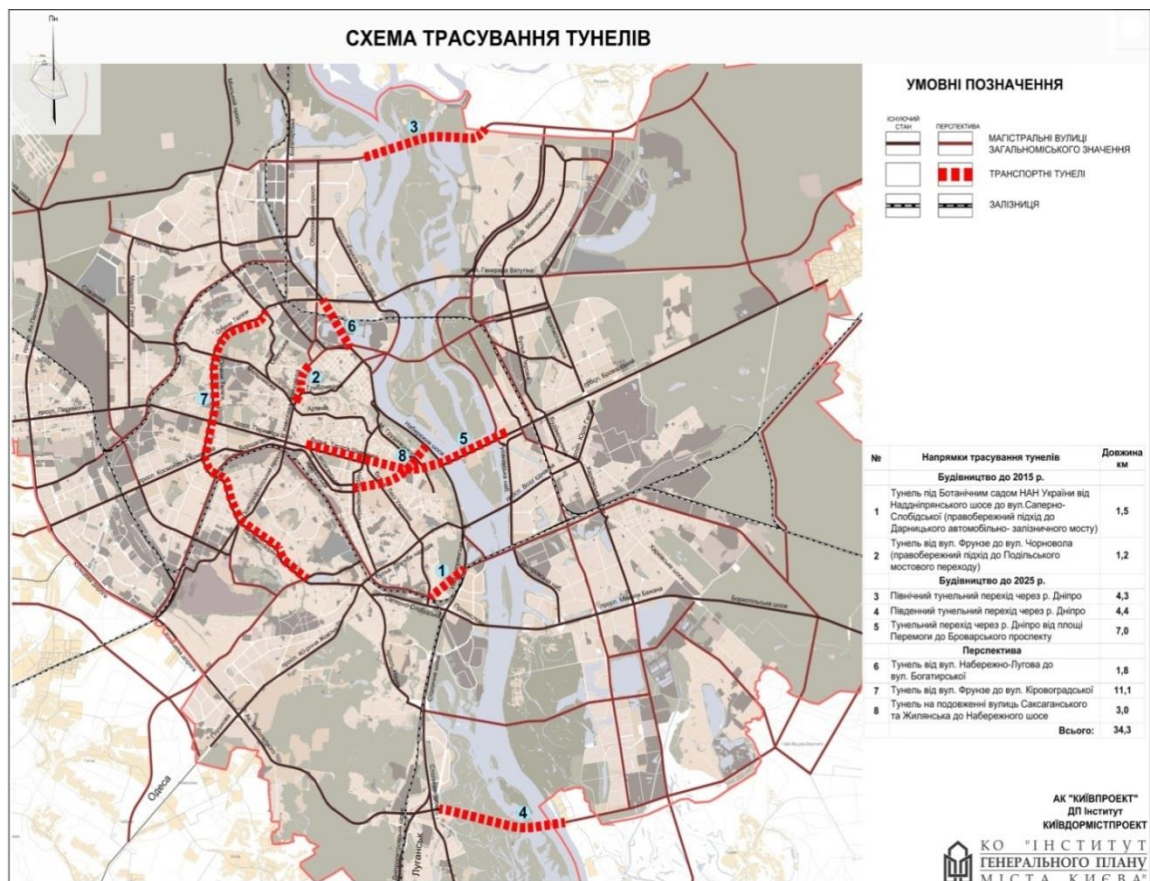


Рисунок 2 – Схема трасування тунелів м. Києва (до 2025 р.).

Тунелі, що плануються на правому березі пройдуть в умовах розчленованого рельєфу, в межах ділянок, що складені осадовими породами (суглинки, супіски, леси). Ці породи мають низький рівень міцності. Водоносні горизонти знаходяться переважно на глибині 4 м., а також виходять на поверхню (лесові останці). На правому березі рельєф не має сильних перепадів висот. Ділянки складені суглинками та пісками, та мають сформовані водоносні горизонти. В геологічному плані вони є досить рівномірними.

Висновки. Таким чином, слід зауважити, що масштабне підземне будівництво, заплановане в Києві на наступне десятиріччя, буде проходити майже в усіх районах міста, на Правому й Лівому березі, а також під Дніпром. Значна змінність морфологічних і інженерно-геологічних умов будівництва вимагають суттєвого розширення геологічних пошукувань, врахування системних взаємовпливів підземних споруд, геологічного середовища, існуючої забудови, та можливої зміни конструктивних параметрів підземних споруд у відповідності до умов будівництва та

експлуатації. Навіть стислий аналіз геологічного середовища Києва свідчить про наявність багатоваріантних рішень просторового розміщення підземних споруд і можливість значного зменшення економічних ризиків підземного будівництва.

Бібліографічний список

1. Calthorpe, P.: The Next American Metropolis: Ecology, Community, and the American Dream, Princeton Architectural Press, 1993.
2. Гайко Г.І. Проблеми системного планування підземного простору великих міст// Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». Вип. 25. – Київ: НТУУ «КПІ», 2014. – С. 35 – 40.
3. Козлов К.П. Київський метрополітен: Хронологія. Події. Факти.— Київ, 2011. – 256 с.
4. Барщевский Н. Е. Рельеф Киевского Приднепровья (морфогенетический анализ). - К.: Наукова думка, 1993.

УДК 550.4.08

Новосельцев А.В., ассистент кафедры инженерной геологии, оснований и фундаментов Ростовский государственный строительный университет, г. Ростов-на-Дону, Россия

РАЗРАБОТКА РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА ОБРАБОТКИ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ ВОДОРАСТВОРЕННЫХ ГАЗОВ В ПОДЗЕМНЫХ ВОДАХ

В рамках работы, ведущейся по изучению водорастворенных газов в подземных водах, возникла потребность в создании программного продукта, позволяющего производить оперативный анализ исследуемых газов посредством ряда зарекомендовавших себя коэффициентов и уравнений. Для решения поставленной задачи предлагается разработать программу VRG-Analysis, которая способна работать и как самостоятельный продукт, и как модуль разработанного ранее программного комплекса VRG.

As part of the ongoing work on the study of water-dissolved gases created a need for the creation of software products enable operational analysis of the test gas through a series of proven coefficients and equations. To solve this problem are encouraged to develop a program VRG-Analysis, which is able to operate as a standalone product and as a module developed by the early software system VRG.

В процессе изучения газов, растворенных в подземных водах, в рамках научно-исследовательской работы, ведущейся на кафедре инженерной геологии, оснований и фундаментов (ИГОФ) Ростовского государственного строительного университета (РГСУ), возникла необходимость развития новых направлений научных исследований, в том числе с использованием современных технологий и электронных вычислительных комплексов. Для облегчения обработки результатов химических анализов и оперативного перехода к графическому отображению результатов исследований возникла необходимость в программном продукте, увязывающем табличные редакторы, и баз данных, созданных в процессе исследований, с редакторами построения карт пространственной распространенности газовых компонентов в соответствии с требованиями нормативной документации [1, 2, 3, 4].

На данном этапе силами сотрудников кафедры ИГОФ РГСУ был разработан программный продукт «VRG», позволяющий в короткое время обрабатывать значительные объемы данных лабораторных исследований, дополнять и редактировать базы данных. [5, 6].

Принципиальная схема работы и взаимодействия разработанной программы VRG с программным модулем VRG-Analysis, позволяющим выполнять обработку полученных данных, формировать и печатать отчет с результатами, представлена на рис. 1.

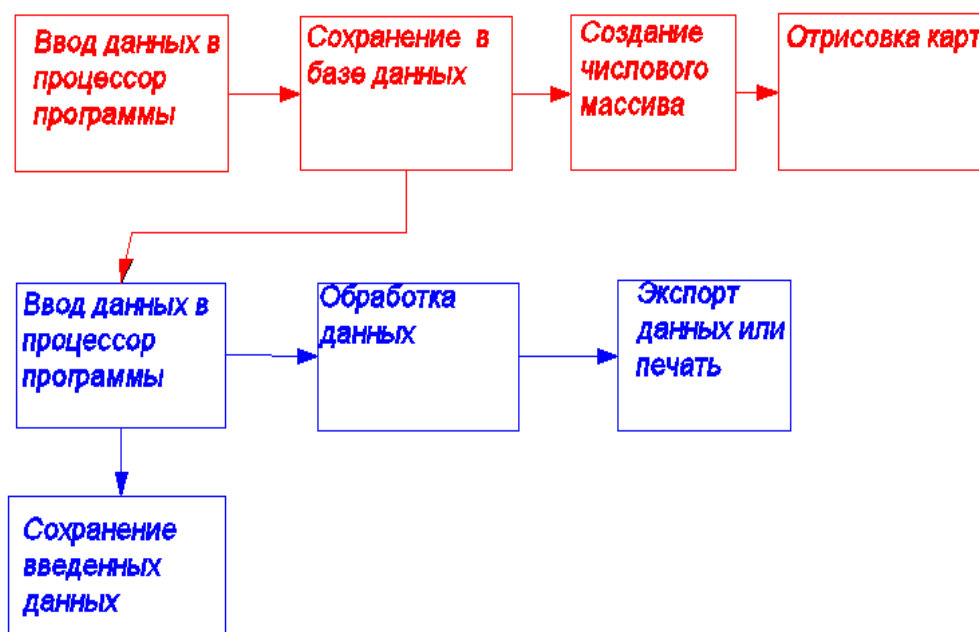


Рис. 1 Логическая блок-схема работы и взаимодействия программ Vrg и разрабатываемой программы Vrg-Analysis.

В рамках разработки данного программного комплекса возникла необходимость расширения его функциональных возможностей. Данная задача может быть решена посредством включения в программный продукт таблично-расчетного блока, позволяющего производить ряд расчетов, используя различные расчетные формулы и коэффициенты.

Разработка данного продукта позволяет получить предварительные данные о нефтегазоносности исследуемой территории, о возрасте пластовых вод, о восстановительных свойствах среды, получить данные о характере гидрогеологической зоны и пр.

Для решения данной задачи предполагается использование следующих формул и коэффициентов [7, 8, 9, 10]:

- 1) коэффициенты Зингера и Я. Янака для оценки перспективности нефтегазоносности рассматриваемой территории;
- 2) уравнения Савченко, Козлова и Панова для определения возраста пластовых вод гелий-аргоновым методом;

- 3) гелий-аргоновый коэффициент для определения характеристик гидрогеологических зон;
- 4) коэффициенты Козлова, Михальчика, Квета для определения характера восстановленности среды;
- 5) аргон-азотный коэффициент Ростовцевой, Панова для определения доли атмосферного азота в пластовых водах;
- 6) уравнение Назаренко для определения показателя открытой пористости коллектора.

Разработанная программа [11] может использоваться при исследовании подземных вод глубоких горизонтов, при предварительной оценке нефтегазоносности рассматриваемых площадей, а также для анализа техногенных газовых полей и газогеохимического районирования урбанизированных территорий. Использование приведенной методики может заметно упростить работу с большим объемом цифровых данных количественного и качественного состава водорастворенных газов, сократить временные затраты на производство работ, а также снизить вероятность появления ошибок за счет автоматизации процесса.

Библиографический список

1. ГОСТ 28441-99. Картография цифровая. Термины и определения
2. ГОСТ Р 52438-2005. Географические информационные системы. Термины и определения.
3. ГОСТ Р 52571-2006. Географические информационные системы. Совместимость пространственных данных.
4. ГОСТ Р 52573-2006. Географическая информация. Метаданные.
5. Новосельцев А. В. Разработка расчетно-графического комплекса обработки результатов исследования водорастворенных газов // Научное обозрение. – 2013.– №12. С. 212 – 214.
5. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №2014611917 от 13.02.2014 г. // «Программный комплекс для хранения и графического отображения данных о количественном составе водорастворенных газов/ А.В. Новосельцев, М.В. Новосельцев.
6. Назаренко В.С. Гидрогеология и перспективы нефтегазоносности южных районов России. – Ростов / Ростов-на-Дону.: издательство СКНЦ ВШ. – 2001. – С. 127.
7. Павлов А.Н. Об определении возраста подземных вод гелий аргоновым методом // Советская геология. – 1970. – № 10. – С. 140.
8. Савченко В.П. Газовая промышленность, 1958. №1.
9. Козлов А.Л. Проблемы геохимии природных газов Л.: Гостоптехиздат, 1950.
10. Крайча Я. Газы в подземных водах (их свойства, разведка и использование). – М.: Недра, 1980. – 343 с.
11. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №2015615525 от 20.05.2015 г. // Экспресс-анализ водорастворенных газов «VRG-ANALYSIS/ А.В. Новосельцев, М.В. Новосельцев.

Шайдецька Л.В., ст.викл., Бутько М.А., студент, Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут», м. Київ, Україна

ВПЛИВ ПОКАЗНИКІВ ЖОРСТКОСТІ НА ВИБІР ПОПЕРЕЧНОГО ПЕРЕРІЗУ ФУНДАМЕНТІВ ТИПУ «БАРЕТ»

В данной статье ставится задача определить наиболее эффективное поперечное сечение фундамента типа барет при воздействии на него горизонтальных и вертикальных усилий.

This article concerns the problem of determining the most effective cross-section type Barrett foundation under the action it horizontal and vertical efforts.

В складних інженерно-геологічних умовах або в умовах щільної міської забудови, будівництво підземних та заглиблених споруд проводять під захистом «стіни в ґрунті», яка дозволяє влаштовувати підземні споруди поблизу існуючих будівель без порушення їх стійкості і не створюючи додаткових динамічних навантажень.

Традиційно використовуються два основних способи реалізації методу «стіна в ґрунті»: пальовий та траншейний. «Стіни в ґрунті» можуть використовуватися в якості несучих або огорожуючих конструкцій, фундаментів, протифільтраційних завіс, а при спорудженні будинків підвищеної поверховості доцільно використовувати їх в якості фундаментів у вигляді барети .

Барети - глибокі [опори](#), виготовлені в [ґрунті](#), які застосовуються при будівництві на слабких ґрунтах (за рахунок великої глибини можна дістатися до щільних шарів) і щільної забудови (відсутні вібрації, як при забиванні паль).

Відповідно до [1] фундаменти типу «барет» можуть мати різний поперечний переріз. В першу чергу його вигляд залежить від умов будівництва, характеру та величини розрахункових навантажень, що діють на споруду.

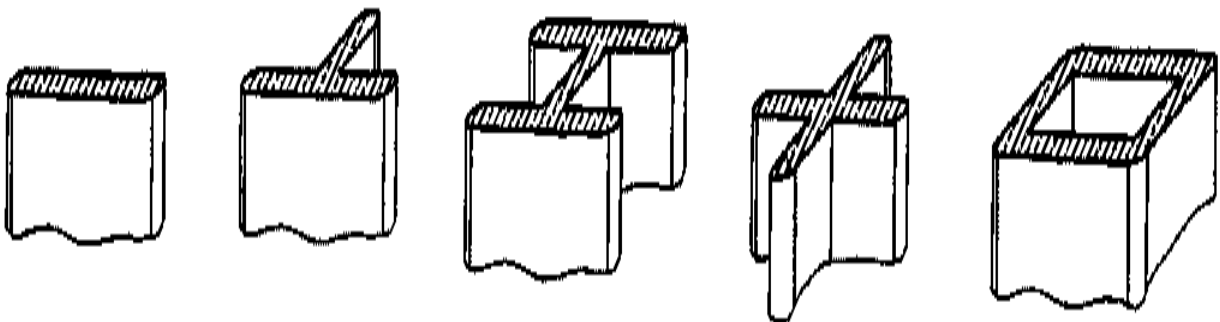


Рис. 1. Різновид поперечних перерізів фундаментів типу «барет»

Використання таких фундаментів на будівельному майданчику дозволяє нам в першу чергу скоротити кількість важкого обладнання, так як і несуча і огорожуюча конструкція виконується за однією технологією, а саме методом «стіна в ґрунті».

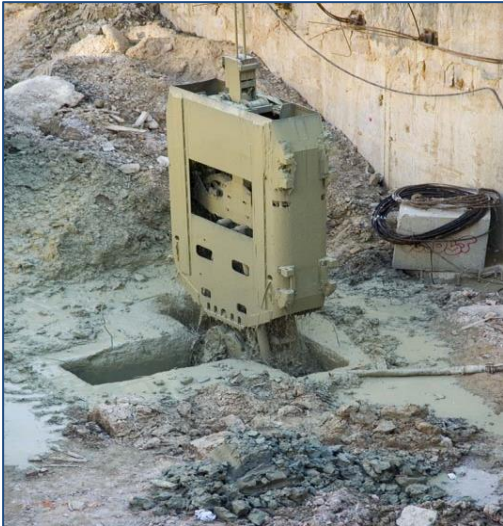


Рис. 2. Формування «барет» на будівельному майданчику

Для вибору оптимального поперечного перерізу фундаментів типу «барет» проведемо порівнювання їх геометричних та міцнісних характеристик, які характеризуються жорсткістю поперечного перерізу (вигинаюча « EI » та подовжня « EA ») [2].

Для порівняння поперечного перерізу обираємо тавровий та прямокутний перерізи.

Подовжня жорсткість прямокутного поперечного перерізу

$$EA = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 2,4 = 82,8 \cdot 10^3 \text{ МПа,}$$

відповідно вигинаюча жорсткість

$$EI_x = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 0,8 = 27,6 \cdot 10^3 \text{ МПа.}$$

$$EI_y = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 0,288 = 9,934 \cdot 10^3 \text{ МПа.}$$

Тоді подовжня жорсткість двотаврового поперечного перерізу

$$EA = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 2,4 = 82,8 \cdot 10^3 \text{ МПа,}$$

відповідно вигинаюча жорсткість

$$EI_x = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 1,99 = 68,66 \cdot 10^3 \text{ МПа.}$$

$$EI_y = 34,5 \cdot 10^3 \cdot 0,252 = 8,69 \cdot 10^3 \text{ МПа.}$$

Фундаменти типу «барет» при використанні однотипного матеріалу та однакової площі поперечного перерізу мають однакову подовжню жорсткість, але вигинаюча жорсткість у двотаврового перерізу на 60 % більша ніж у прямокутного. Яка безпосередньо становить $EI_x = 27,6 \cdot 10^3$ МПа у прямокутного перерізу та $EI_x = 68,66 \cdot 10^3$ МПа у двотаврового перерізу.

Бібліографічний список

1. ДБН Б.2.2-24:2009. Будинки і споруди. Проектування висотних житлових і громадських будинків. Київ. – 2009.

2. Вапнічна В.В., Шайдецька Л.В., Буцько М.А. Розвиток технології влаштування фундаментів глибокого закладення типу «Барет» [Текст] / В.В. Вапнічна, Л.В. Шайдецька, М.А. Буцько // матеріали 9-ї міжнародної науково-практичної конференції молодих учених, аспірантів і студентів, 23-24 квітня 2015р. [присвячена 85-річчю кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки.] / редкол.: О.М. Шашенко [та.ін.] – Д.: Національний гірничий університет, 2015. – С. 25–28.

ВИДОБУТОК ТА ВИКОРИСТАННЯ МЕТАНУ З ВУГІЛЬНИХ ШАХТ УКРАЇНИ

Угольный метан - попутный минерал, содержащийся в угольных пластах и вмещающих породах.

Coal bed methane - passing minerals contained in coal seams and host rocks.

Метан вугільних родовищ – попутна корисна копалина, яка міститься у вугільних пластах і вмісних породах. Теоретично і експериментально показано, що метан у викопному вугіллі знаходиться в трьох станах: вільному (в порах), адсорбованому (на поверхні головним чином пор) і розчиненому в органіці вугільної речовини.

Метан вугільних родовищ розділяється на шахтний метан та метан вугільних пластів.

Метан вугільних пластів – це метан, що видобувається з вугільних пластів вільних площ вугільних родовищ шляхом буріння вертикальних або направлених свердловин з поверхні, без або із застосуванням гідророзриву або інших заходів із стимуляції видобутку газу [1].

Практична реалізація проектів із видобутку метану вугільних пластів залежатиме від залучення сучасних технологій, інвестицій та досвіду провідних енергетичних компаній світу. Незважаючи на те, що в Україні видано десятки ліцензій, які дозволяють проводити роботи із вивчення та навіть видобутку метану вугільних пластів, реалізація масштабних проектів виглядає малореалістичною в короткостроковій перспективі, адже стримується відсутністю сприятливих регуляторних умов, високими інвестиційними витратами та собівартістю видобутку, низькою інвестиційною привабливістю України.

Шахтний метан – це метан, що знаходиться у вугільних пластах на діючих шахтах. В українській практиці потокова дегазація має і свої негативні сторони. Багато шахт, не маючи коштів купувати і монтувати когенераційні установки, зупиняються на півдорозі - газ з пластів витягують, але потім просто викидають його в атмосферу. Саме в таких випадках головною метою дегазації оголошується безпека шахтарів.

Для прогнозування метановості вуглепородного масиву створене унікальне устаткування, яке дозволяє на реальних зразках вугілля і гірських порід одержувати будь-який напружений стан, що відповідає глибині залягання до 10 км. На зазначеному устаткуванні вивчена ефективна поверхнева енергія вугілля, його поведінка в об'ємному нерівнокомпонентному полі стискаючих напруг і закономірності фільтрації метану через вугільну речовину для глибини до 3 км.

На великих глибинах за рахунок нерівнокомпонентності поля чи напруг утворюється додаткова тріщинуватість, рівнозначна максимальній головній нарузі, за якою відбувається фільтрація метану. Для поліпшення метановидалення з вугілля масив необхідно обробляти хімічно-активними речовинами чи витіснити адсорбований метан поверхневоактивними речовинами.

Метан має потенціал глобального потепління рівний 21 та значно сприяє посиленню парникового ефекту. Крім того, його можливість утворювати вибухонебезпечну суміш з киснем є досить небезпечним явищем. Таким чином, проблема дегазації вугільних пластів має три аспекти: видобування метану як енергоносія, зниження викидів метану в атмосферу та забезпечення безпеки проведення гірничих робіт [2].

Головні ресурси метану вугільних родовищ України зосереджені в Донецькому та Львівсько-Волинському кам'яновугільних басейнах. Загальні прогнозні ресурси метану, що міститься у вугільних родовищах, в Україні складають 12-13 трильйонів метрів кубічних, з яких 3-3,5 трильйонів метрів кубічних складають видобувні ресурси метану вугільних пластів.

Всі відомі способи видобутку газу метану з вугільних пластів полягають у:

- вимиванні пласта навколо свердловини за допомогою спонтанних викидів вугілля і газу;
- провокації і підтримці саморуйнування з формуванням колекторної зони за допомогою гідродинамічного впливу;
- закачування у вугільний пласт води і повітря, а також вуглекислого газу;
- видобутку газу метану з горизонтальних свердловин з попередньою дегазацією і осушенням вугільних пластів;
- утворення порожнин навколо свердловини;
- видобування газу метану через дегазаційні свердловини;
- гідророзриві вугільних пластів.

Для дегазації масиву, який містить вугільні пласти, породи з розсіяною вугільною речовиною і газоносні пісковики, використовують технологію з частковим розвантаженням масиву в результаті його підробки і відводом газу через спрямовані дегазаційні свердловини. Суть способу полягає в просторовому розташуванні активного стовбура свердловини згідно з особливостями формування зони повного зрушення вуглепородного масиву при його підробці. Нижню частину свердловини бурять паралельно одній з границь зони повного зрушення

В 2012 році при видобутку 85,7 мільйонів тонн вугілля було виділено 1,4 мільярда метрів кубічних шахтного метану. Більшість метану через системи вентиляції вугільних шахт потрапила в атмосферу і лише 370 мільйонів метрів кубічних було вловлено системами дегазації [3].

Відповідно до норм діючого податкового кодексу підприємства повинні сплачувати плату за користування надрами за використання метану вугільних родовищ на такому ж рівні, як і за видобуток традиційного природного газу.

Висновки. 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.

Задача концентрування метану у вихідній структурі може бути вирішена шляхом переведення його у твердий стан у вигляді кристалогідратів, оскільки гідратна технологія дешевша в порівнянні з іншими технологіями

Бібліографічний список

1. Дворкін Л. І. Будівельні матеріали з відходів промисловості // Л. І. Дворкін, І.А. Пашков К. : Вища школа.- 1999. - 208 с..
2. Зайденварг В.Є., Айруни О.Т., Галазов Р.А. та інших. Комплексна розробка метаноносних вугільних родовищ. М.,1993. - 143 с.
3. Малишев Ю.Н., Трубецької О.Н., Айруни О.Т. Фундаментально прикладні на методи вирішення проблеми метану вугільних пластів. М.: Видавництво Академії гірничих наук, 2000. - 519 з.

МЕТОДИКА ЕКОНОМІЧНОГО ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ РУДОПОТОКІВ НА КАР'ЄРІ

Економіка ресурсних галузей унікальна. Кожен рудник також унікальний, а економіка гірничої промисловості складна за співвідношеннями кількісних параметрів і категорій. Навіть відносно маленькі копальні – це складні системи, і тільки невелика кількість рішень з всебічного економічного аналізу гарантує відповідні терміни або вартість майбутнього виробництва.

The economics of the resource industries is unique. Each mine is also unique, and the economics of mining industry is very complicated if we mean quantitative data and categories. Even relatively small mines are complex systems and only a couple of decisions on in-depth economic analysis ensures an appropriate time or cost of future production.

Економічним результатом гірничого виробництва є продаж на ринку своєї продукції (концентрату, металу, руди тощо) за максимально високими цінами, це дає можливість отримання прибутку, а отже – отримати дохід для власників акцій даного підприємства.

У свою чергу величина прибутку залежить від:

- ситуації та цін на цей вид продукції на ринку;
- собівартості і якості самої продукції [1].

Всі види гірничого виробництва засновані головним чином на переміщенні видобутих з надр корисних копалин і некондиційних (порожніх) порід. Формування рудопотоків, які забезпечують необхідні об'ємні і якісні показники роботи рудників, і є кінцевим результатом взаємодії всіх технологічних процесів видобутку руди.

Оскільки першочерговою метою гірничого підприємства є все ж видобуток руди, то більш пильну увагу при управлінні виробництвом приділяють транспортним потокам корисних копалин, тобто рудопотокам, з якими насамперед пов'язаний процес управління якості продукції на підприємстві. Тому якості продукції приділяється найсерйозніша увага на будь-якому виробництві, в тому числі і на гірничому.

Головним смисловим навантаженням рудопотока на гірничих підприємствах є якість руди, яка, як правило, контролюється, починаючи від окремого забою і кінчаючи прийомним бункером збагачувальної фабрики. Просто враховувати обсяги перевезеної руди сьогодні вкрай недостатньо, розуміючи тісний зв'язок показників якості руди з ціною кінцевої продукції підприємства, а отже і з величиною одержуваного ним прибутку.

Якість продукції гірничого підприємства формується на всіх стадіях дослідження і освоєння будь-якого родовища. Неможливо досягти високого рівня продукції, маючи неякісний проект або недостатньо докладні і коректні відомості про родовища, отримані в ході його геологічного вивчення. Дуже важко витримати жорсткі допуски на продукцію, якщо використовуються неякісні матеріали, обладнання або контрольно-вимірювальні прилади.

Велике значення для якості продукції має жорстке дотримання регламенту, виробничих інструкцій і нормативів, технологічна дисципліна, а також правильно організований і дотримуваний порядок планування, управління та контролю технологічного процесу.

Особливе значення ці вимоги мають в гірській промисловості, де немає єдиних стандартів на продукцію, технологічні процеси безперервно переміщуються в часі і в

просторі, характеристики сировини на вході системи постійно змінюються (що тягне за собою необхідність постійного коригування параметрів всіх наступних стадій виробництва).

Кількісні та якісні показники рудопотоків багато в чому визначаються кондиціями на руду. Проблема економічного обґрунтування кондицій на руду є однією з найважливіших, особливо в умовах ринкової економіки. Вона об'єднує питання раціонального використання природних ресурсів, якості продукції та ефективності роботи гірничорудних підприємств [3].

Розроблено методичні підходи до економічного обґрунтування кондицій, що визначають параметри рудопотоків (обсяги видобутку і якість руд за видами гірської маси). При цьому слід враховувати можливість конкретного використання різних видів переробки руд (збагачення, гідрометалургійних технологій, кучного вилуговування в та ін.).

Основні етапи методики економічного обґрунтування параметрів рудопотоків на кар'єрах включають:

- Геологічну модель родовища;
- Визначення можливих технологічних схем отримання готової продукції і варіанти кондицій для кожної схеми;
- Моделювання розвитку гірничих робіт і визначення показників рудопотоків за варіантами кондицій;
- Економічну оцінку результатів моделювання.

При необхідності розробляються сценарії розвитку зовнішнього середовища (попит на продукцію і ціни) і виробляється аналіз чутливості отриманих результатів [2].

Бібліографічний список

1. Економіко-математична модель обґрунтування раціональної схеми роздільної екскаваторної виїмки руд і порід / Поклонський П.С., Пляскін І.І. Кенжебаев А.К. : Праці інституту. Средазніпроцветмет, Ташкент, 1974, № 9, с. 28-32.

2. Пляскін І.І., Рибалко Б.Т. Динамічний критерій оцінки порівняльної ефективності варіантів реконструкції кар'єрів., Алмалик, 1973, с.16-17.

3. Церенщikov П.Т., Ткачов А.Ф. Економічна оцінка усереднення календарного плану відпрацювання кар'єра.- Видавництво вузів, Гірн.журн. 1965, № 8, с. 52-55.

УДК 624.1

Мацюк Н.С., Самедов А.М., проф., д.т.н., Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

ВРАХУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ КАРСТОВИХ ПРОВАЛІВ ПРИ РОЗРАХУНКАХ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ОСНОВ ПІДЗЕМНИХ СПОРУД

Розглядаються основні інженерно-геологічні умови розвитку карсту та проблеми забудови на закарстованих територіях. Наведено параметри карстових провалів при деформаціях підземних споруд, які використовуються для виявлення та уникнення аварій.

The main geotechnical conditions karst development and problem area in karst areas. The parameters karst failures the deformation of underground structures, used to identify and avoid accidents.

Аналіз літературних джерел показав, що карстові породи та пов'язані з ними карстові явища і процеси широко розвинені на території України. Вони є практично у всіх стратиграфічних підрозділах і великих геологічних структурах. Розчинні у воді породи – вапняки, доломіт, високо карбонатні мергелі, крейда, глини та ангідриди, солі, які залягають у стратиграфічному горизонті – займають 396,15 тис. км² або 65,8% площі України.

Карстові явища – це є процес розчинення порід. Закарстованні породи поділяються на такі типи: 1) карбонатні (вапняки, доломіт, крейда, ракушняк і т.д.); 2) сульфатні (природний гіпс - CaSO₄ · 2H₂O, ангідриди - CaSO₄, гіпсо - ангідриди); 3) хлориди (NaCl, CaCl₂, MgCl₂ і т. д.); 4) солі (кам'яні NaCl, KCl і т. д.).

Інженерно геологічні умови виникнення і розвитку карстових явищ розглядаються у вигляді сукупності природних і техногенних процесів.

До умов виникнення і розвитку карстових явищ відносять:

- час розчинення гірських порід на ділянці і утворення карстових деформацій;
- контакт води з розчинними породами, через тріщини раковин або по поверхні.

В останні роки, у зв'язку з посиленням техногенним навантаженням і збільшенням глибини впливу потужних інженерних споруд, вплив карсту став проявлятися при глибині залягання карстових порід від 200-600 м від поверхні.

Тому карстові ділянки, що часто приховані під товщею ґрунтів є серйозною перешкодою при надійності і збереженню будівель та споруд, викликаючи таким чином аварійні і з часом катастрофічні ситуації та людські жертви.

Проблема забудови закарстованих територій актуальна і для багатьох країн світу (Німеччина, Франція, Швейцарія, Італія, Югославія, США, ЮАР, Канада, Китай, Куба, В'єтнам, Індія, Польща і т. д.) . Так, унаслідок утворення карстових провалів обрушилася будівля магазину (г. Акрон, штат Огайо США) і автодорожній міст (штат Флорида США); Йоханесбург (ЮАР) – карстовий провал спричинив миттєве розрушення промислової споруди. Також чимало випадків і в Україні, наприклад с. Піски – карстовий провал розрушив жилі будинки; м. Дніпропетровськ – під землю пішов дев'ятиповерховий будинок, воронка поглинула дитячий садочок і три п'ятиповерхових будинки, що знаходилися поруч; м. Кривий Ріг – міський ринок провалився під землю. У даних випадках – це привело до страшних аварій та катастроф, розрушення та пошкодження житлових будинків, споруд, а найстрашніше до людських жертв.

Таким чином вихідними даними для розрахунку і проектування фундаментів будівель і споруд на закарстованих територіях приймають:

- максимальні величини прогнозованих карстових деформацій земної поверхні на протязі розрахункового терміну експлуатації об'єктів;
- типи і величини карстових деформацій;
- фізико-механічні характеристики ґрунтів, у разі зміни геологічних і гідрогеологічних умов будівельного майданчика на закарстованих ділянках;
- дані розвитку зсувів, просідання, осідань, провалів, карстово-суфозійних процесів і т. д. У випадках зміни гідрогеологічних умов.

Показники деформацій карстових явищ наведено у табл.1.

Таблиця 1

Показники карстових деформацій

Характеристики карсту	Необхідні величини	Умови позначення в, м
Карстові провали	Діаметр провалу Глибина провалу Ширина ослабленого навколо провалу	$D_{\text{п}}$ $h_{\text{п}}$ $\alpha_{\text{п}}$
Карстово-суфозійні провали	Розміри в плані ділянки осідання Вертикальна деформація (осідання)	$L_{\text{м}}, B_{\text{м}}$ $S_{\text{м}}$
Осідання або мульди осідань	Нахил поверхні ґрунту Відносне горизонтальне переміщення Абсолютне горизонтальне переміщення	$i_{\text{м}}$ $\varepsilon_{\text{м}}$ $U_{\text{м}}$
Осідання поверхні на невеликих ділянках	Розміри в плані ділянок осідання Вертикальні деформації (осідання)	L_0, B_0 S_0

Карстові провали й осідання поверхні наведені на рис. 1.

Залежно від діаметру і глибини провалу закарстованні території діляться на 4 групи, як наведено у табл. 2.

Таблиця 2

Група провалу

Група території	Діаметр провалу $D_{\text{п}}$, м	Глибина провалу $h_{\text{п}}$, м
I	$30 \geq D_{\text{п}} > 20$	$20 \geq h_{\text{п}} > 10$
II	$20 \geq D_{\text{п}} > 10$	$10 \geq h_{\text{п}} > 5$
III	$10 \geq D_{\text{п}} > 3$	$5 \geq h_{\text{п}} > 2$
IV	$3 \geq D_{\text{п}} > 0,5$	$2 \geq h_{\text{п}} > 0,5$

Найширша зона ослабленої основи, яка знаходиться навколо провалів визначається залежно від типу ґрунту, його стану і глибини провалу (табл.3).

Таблиця 3

Ширина і ступінь ослаблення основи навколо провалу

Вид і стан ґрунту		$\alpha_{\text{п}}/h_{\text{п}}$	$\beta = E_0/E_{0,1}$
Піски	Пилуваті, дрібні та водонасиченні	6-12	20
	Великі та середньої крупності	3-6	5-10
Супіски,	$I_L < 0$	0,5-2	2
Суглинки,	$0 \leq I_L \leq 0,5$	2-6	5-10
Глина	$0,5 \leq I_L < 1,0$	6-12	20

Примітка: 1. $I_L = \frac{w-w_p}{w_L-w_p}$ – показник консистенції, при: $I_L < 0$ – тверді, $0 \leq I_L \leq 0,5$ – тугопластичні, $0,5 \leq I_L < 1,0$ – плинні пластичні; W – природна вологість; W_L – межа розкочування; W_p – природна вологість; 2. Ширина ослабленої ділянки від провалу, $h_{\text{п}}$ – висота (глибина) провалу.

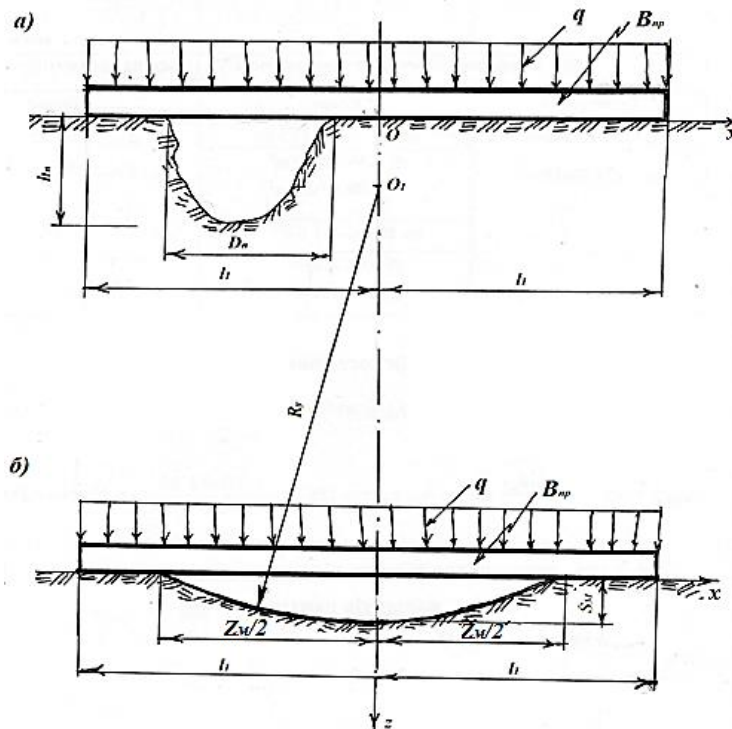


Рис.1 Схема та основні параметри деформування земної поверхні закарстованих територіях: а - при виникненні карстових або карстово-суфозійних провалів; б - при осіданні мульди карстових осідань.

Степінь ослаблення основи навколо провалу:

$$\beta = E_0/E_{0,1}$$

де E_0 – модуль деформації ґрунту, що за межами зони ослабленої основи (незрушена ділянка); $E_{0,1}$ – модуль деформації, що на краю провалу.

Нахил поверхні основи на криволінійній ділянці:

$$i_M = \frac{S_M \pi}{L_M} \sin \frac{2\pi x}{L_M}$$

Викривлення земної поверхні характеризується умовним радіусом кривизни:

$$R_y = \frac{L_M^2}{8S_M}$$

Відносні горизонтальні деформації поверхні основи визначаються:

$$\varepsilon_M = 2S_M/L_M$$

Величину горизонтального переміщення поверхні основи $U(x)$ відносно центру впадини або центральної осі споруди, що викликана горизонтальними деформаціями, слід визначати за формулою:

$$U = 0,25\varepsilon_M L_M \left(1 + \cos \frac{4\pi x}{L_M}\right)$$

Таблица 4

Вертикальні деформації (осідання)

Группа деформаций	Прогнозируемые вертикальные деформации (оседания) S_0 , см
I	$25 \geq S_0 > 15$
II	$15 \geq S_0 > 10$
III	$10 \geq S_0 > 5$
IV	$5 \geq S_0 > 0$

Очікувані деформації (осідання) основи, нахили у бортах і відносні горизонтальні деформації в цих 4-х групах приймаються, як наведено в табл.5.

Таблиця 5

Очікувані деформації осідання S_M/L_M , нахил $i_K \cdot 10^3$ і відносні горизонтальні деформації

Група територій	Очікувані деформації основи		
	S_M/L_M	$i_K \cdot 10^3$	$\varepsilon \cdot 10^3$
I	>1/50	>65	>35
II	1/10-1/50	45-65	15-35
III	1/70-1/110	30-45	5-15

Коефіцієнт стиснення ґрунтів можна оцінити за величиною i - значення коефіцієнту пористості (береться з компресійних випробувань кривих $P_1 = 0,1\text{МПа}$; $P_2 = 0,2\text{МПа}$).

- сильно стискаючі при $m_0 = 0,1\text{см}^2/\text{кгс} = 0,01\text{МПа}^{-1}$;
- середньо стискаючі при $m_0 = 0,01\text{см}^2/\text{кгс} = 0,001\text{МПа}^{-1}$;
- слабо стискаючі при $m_0 = 0,001\text{см}^2/\text{кгс} = 0,0001\text{МПа}^{-1}$.

Коефіцієнт жорсткості основи при зсуві (G) допускається приймати $k_{cg}(t) = 0,7k(t)$ у часі t або $k_{cg} = 0,7k(t)$.

Згинаюча жорсткість стрічкових фундаментів або паль прямокутного перерізу в початковий і довільний момент часу обчислюється за формулами:

$$B_0 = E_B I_{\text{пр}} \text{ і } B(t) = E_B I_{\text{пр}} m_t, \text{ (кгс}\cdot\text{см}^2) \text{ або кНм}^2$$

Згинаюча жорсткість перерізу плитних фундаментів:

$$D_x = E_B I_{\text{пр},x}, D_y = E_B I_{\text{пр},y}, \\ D_x(t) = E_B I_{\text{пр},x} m_t, D_y(t) = E_B I_{\text{пр},y} m_t$$

Обертаючі жорсткості плитних фундаментів:

$$D_{xy} = D_K + 0,5\mu_B(D_x + D_y); D_{xy}(t) = D_K(t) + 0,5\mu_B[D_x(t) + D_y(t)];$$

при відсутності тріщин у бетоні:

$$D_K = \frac{E_B h^3}{12(1+\mu_B)}; D_K(t) = \frac{E_B h^3}{12(1+\mu_B)} m_{kt}$$

при наявності тріщин у бетоні:

$$D_K = \frac{E_B x^2 h_0}{3(1+\mu_B)}; D_K(t) = \frac{E_B x^2 h_0}{3(1+\mu_B)} m_{kt}$$

де E_B – модуль пружності бетону МПа або кПа; $I_{\text{пр}}$ – момент інерції приведенного перерізу см^4 ; μ_B – коефіцієнт Пуассона бетону; m_t – коефіцієнт у часі; $m_{kt} = 1/1 + 0,5\varphi_{tc}$ – коефіцієнт релаксації; $\varphi_{tc} = \varphi_t/(1 + \mu_B)$; $h_0 = 0,5(h_{0x} + h_{0y})$; $m_t = 1/1 + \xi\varphi_t$, ξ – відносна висота стиснутої зони перерізу.

Наведений момент інерції перерізу фундаменту (стрічкового або плиткового), що працює без тріщин, визначається як для суцільного тіла з урахуванням розтягнутої зони бетону:

$$I_{\text{пр}} = I_B + n_a[F_a(h_{0a} - x)^2 + F'_a(x - \alpha'_a)^2] + n_n[F_n(h_{0n} - x)^2 + F'_n(x - \alpha'_n)^2]$$

де $\alpha_a, \alpha'_a, \alpha_n, \alpha'_n$ – захисні шари арматури, можна приймати від 3 до 6 см; F_a і F'_a – площа перерізу арматури у розтягнутій і стиснутій зонах; F_n і F'_n – площа перерізу у нижній і верхній частині бетону.

Коефіцієнт жорсткості основи, яка непорушена провалом приймаємо, як коефіцієнт пастелі K , $[\text{кгс}/\text{см}^3 \text{ або кН}/\text{м}^3]$; K_1 $[\text{кгс}/\text{см}^3 \text{ або кН}/\text{м}^3]$ – коефіцієнт пастелі основи біля краю карстового провалу; коефіцієнт, співвідношень коефіцієнтів жорсткості основи; $\beta = K/K_1$; α , [см] – довжина ділянки неоднорідної балки основи або ширина зони ослабленого провалом основи; $\xi = \beta - 1/\alpha$, $[1/\text{см}]$ – кутовий коефіцієнт

функції, який впливає на зміну коефіцієнта жорсткості основи по довжині балки; $\alpha = \sqrt[4]{\frac{K}{4B_{пр}}}$, [1/см] – характеристика жорсткості конструкції і основи.

Необхідно знати: конструкції підземних споруд, розміри і форми карстових деформацій по відношенню до фундаменту споруди, щоб визначити наступні величини: згинальні моменти, поперечні сили, прогини, зусилля і переміщення на ділянці карстового провалу, що виникають у конструкціях фундаментів споруд, на ділянці пружної основи, на краю провалу і на ділянках порушеної і непорушеної структури основи.

У результаті інженерних вишукувань і прогнозувань, знаючи стан карстових деформацій в основі, які виникли та розвивалися під час експлуатації, є можливість призначити і виконати раціональні інженерні заходи протикарстових деформацій та запобігти катастроф, аварій, руйнувань будинків і споруд та уникнути людських жертв.

Бібліографічний список

1. ДБН В.2.1-10-2009 Основи та фундаменти
2. Зверев В.П. и Зверева В.А. в км.: Кора выветривания. – М.: 1976, вып.15
3. Механика грунтов, основания и фундаменты: учеб. пособие для строит. спец. вузов / под. ред. С. Б. Ухова. – 3-е изд., испр.- М.: Высш. шк., 2000.
4. СНиП 2.01.15-90. Инженерная защита территорий, зданий и сооружений от опасных геологических процессов. Основные положения проектирования. М., ЦИТП Госстроя, 1991. - 32 С
5. Цытович Н. А. Механика грунтов (краткий курс): Учебник для строит. вузов. - 4-е изд., перераб. И доп. – М.: Высш. шк., 1983. – 288 с., ил.

УДК 338

Бенюх Р.Е., студ., Шевчук Н.А., к.т.н., НТУУ «КПІ», ІЕЕ

СТАТИСТИЧНИЙ АНАЛІЗ ШАХТНИХ ПОКАЗНИКІВ РЕНТАБЕЛЬНОСТІ ТА ПРИБУТКУ

В цій статті досліджено принципи аналізу рентабельності на прибутку у шахтах, що є дуже важливим для розвитку підприємства на Україні.

Ключові слова: рентабельність, прибуток, ресурси, управління.

В этой статье исследованы принципы анализа рентабельности на прибыли в шахтах, что очень важно для развития предприятия на Украине.

Ключевые слова: рентабельность, прибыль, ресурсы, управление.

In this article the principles of cost-benefit analysis in revenue in mines, which is very important for the development of enterprises in Ukraine.

Keywords: profitability, profit, resources, management.

Основним показником нашого фінансового плану, який виражає такий результат діяльності шахти це є збиток та прибуток. Прибуток видно у дохідній частині нашого балансу витрат та доходів (плану фінансів), а збитки показуються у видатковій. Рентабельність - показник ефективної виробничої діяльності шахти, так як вона показує, наскільки наші доходи від реалізації нашої продукції будуть перевищувати наші витрати на виробництво (рис. 1).

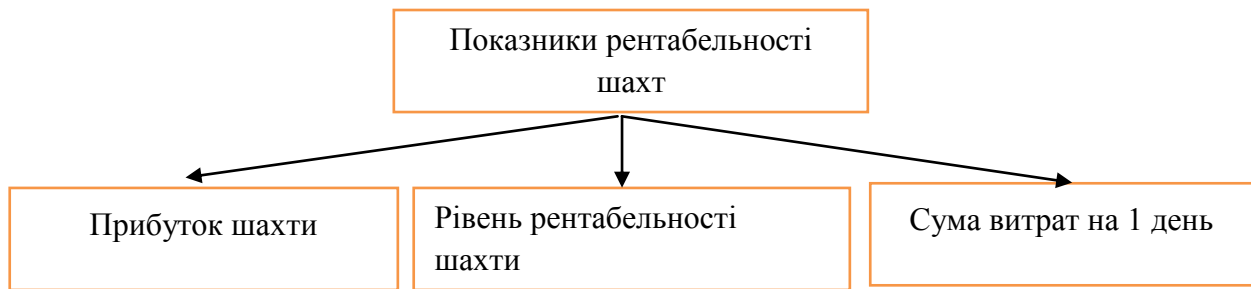


Рис. 1. Показники рентабельності шахт

Розмір прибутку буде визначатись величиною різниці виручки від реалізації продукту і затратами на видобуток. Величина нашого прибутку буде залежати не тільки від обсягів усіх витрат на виробництво та реалізацію, а також ще від ціни вугілля. Чим вище буде якість продукції, тим більше буде сума прибутку від реалізації. Докладне уявлення рентабельності у шахті показує показник рівня рентабельності, та відсоток цієї ж рентабельності.

Рівень рентабельності завжди характеризується величиною прибутку за один день. від виробничих фондів.

Також, від рентабельності по реалізації вугілля потрібно відрізнити рентабельність по виробничо-господарській діяльності, яка враховує результат реалізації вугілля. Також вона враховує позареалізаційні доходи (доходи за минулі роки, надходження від списаних боргів) та збитки. Такі як: стихійних лих, житлово-комунального господарства. Доходи та збитки відтворюються в бухгалтерському балансі та називаються балансними. Сума витрат за один день від проданої продукції визначається відношенням собівартості реалізованого продукту до його оптової вартості. Тому можна сказати, чим менше витрати за один день від реалізованої продукції, тим більша рентабельність цього підприємства.

Зниження собівартості вугілля - це основний шлях до збільшення рентабельності всіх шахт. Підвищення рентабельності являє собою збільшення кількості видобутого вугілля, поліпшення його якості, зменшення питомої ваги низькосортного вугілля, збільшення питомої ваги усіх цінних марок та сортів, поліпшення застосування основних фондів.

Окрім вище названих факторів, що підвищують рентабельність, на розмір прибутку можуть впливати: серйозне дотримання режиму економії, недопущення втрат від безгосподарності а також пришвидшення оборотності оборотних коштів та ін.

Бібліографічний список

1. Бойчик І.М. Економіка підприємства. Навчальний посібник — К.: Атіка, 2004. — 480 с. - ISBN 958-6163-29-5.
2. Ермолович Л.Л. Анализ финансово-хозяйственной деятельности предприятия / БГЭУ. — Минск, 2006. - ISBN 978-3121-52-3.
3. Клименко О.В. Практичний курс: Економічний аналіз господарської діяльності підприємства – Київ - 2006. – 250 с. - ISBN 5-12-004814-5.

ЛЮДСЬКИЙ КАПІТАЛ ТА ЙОГО РОЛЬ У ГІРСЬКІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ

It substantiates the importance of human capital for the mining industry. It is proposed to define the concept of "human capital", based on the theory of competences and the concept of intellectual potential.

Keywords: human resources, mining, motivation; the demand for workers.

Обґрунтовано значущість людського капіталу для підприємств гірничої промисловості. Пропонується визначення поняття «людський капітал», виходячи з теорії компетенцій і поняття інтелектуального потенціалу.

Ключові слова: людські ресурси, гірська промисловість, мотивація; затребуваність працівників.

Сучасний етап розвитку економіки вимагає особливого підходу до людських ресурсів. Наявність висококваліфікованих кадрів є головним козирем для забезпечення конкурентної переваги компаній.

Освоєння і аналіз ситуації і застосовуваної методології управління людським капіталом (ЧК), розуміння ролі і вимір ЧК в досягненні цілей підприємства, управління ЧК, інвестиції в ЧК та інші питання, пов'язані з ЧК, становлять великий інтерес, як в науковому плані, так і в плані можливості вирішення ряду проблем у гірничій промисловості. Проведені в гірській промисловості реформи супроводжувалися істотними втратами якості кадрового потенціалу. Сьогодні, забезпечення мінерально сировинного комплексу фахівцями вищої кваліфікації і кадрами середньої ланки незадовільно.

Зволікання з відновленням і зміцненням кадрового потенціалу може коштувати і підприємствам, і економіці в цілому великих трудових, матеріальних і фінансових витрат. Підприємці вельми повільно усвідомлюють, що без повороту до людині-професіоналу вижити, і тим більше досягти успіху, в умовах жорсткої конкуренції практично неможливо. До того ж, це обумовлено практично відсутністю балансу інтересів між власниками і працівниками.

В умовах недавніх подій Світової економічної кризи, компанії, змушені скорочувати витрати, почали масово звільняти своїх співробітників. Дана тенденція може привести до ще більш тяжких наслідків. А вже звільнення торкнулися і висококваліфікованих працівників. А адже з наслідками кризи, в першу чергу, впораються компанії, які зуміли зберегти професійний менеджмент.

Сьогодні на найвищому рівні заговорили про перехід на інноваційну політику, яка дозволить знизити залежність економіки країни від природних ресурсів. Тим більше, що великого припливу капіталу від продажу нафти, у зв'язку з останніми подіями, в найближчі роки не буде. Думка більшості політиків і економістів зводиться до того, що головним резервом розвитку України є людина.

Однак, незважаючи на бурхливий розвиток кадрового менеджменту в останні десятиліття і велика кількість досліджень у цій області, немає чіткого визначення поняття людського капіталу. Для визначення поняття людського капіталу треба виходити з теорії компетенцій. Головним компонентом ЧК є інтелектуальний потенціал (ІП). Інтелектуальний потенціал включає, у свою чергу, такі складові як кваліфікація, здібності, знання, вміння, навички, повноваження, відповідальність.

Виходячи з вище сказаного, пропоную наступне визначення людського капіталу:

$ЧК = ЧК = f [(ИП + М + П_{воспр.}) + И]$ діяльність в процесі вирішення стратегічних завдань, де $ИП$ - інтелектуальний потенціал; $М$ - мотивація; $П_{воспр.}$ - Затребуваність працівників у процесі діяльності; $И$ - інвестиції.

Для утворення людського капіталу необхідна наявність інтелектуального потенціалу з урахуванням мотиваційних факторів. При цьому необхідно, щоб працівник, що володіє високим інтелектуальним потенціалом, використовувався максимально ефективно відповідно з необхідним рівнем компетенції на даній позиції. Важливою умовою є постійні інвестиції для розвитку потенціалу. Відтворення людського капіталу, що характеризується отриманням економічного ефекту, можливо тільки в процесі виробничої діяльності при вирішенні стратегічних завдань.

Керівникам компаній важливо розуміти, що вкладаючи гроші на зміцнення технічної потужності організації, вони не забували виділяти зіставну частку фінансів і на розвиток персоналу. Повинні створюватися спеціальні програми, налагоджені механізми щодо інвестування. Важливо, щоб навчання персоналу не носило тимчасовий характер і з досягненням бажаного рівня доходів не скорочувалося інвестування в людські ресурси. Адаже для розвитку організації і забезпечення конкурентної переваги необхідно, постійний розвиток персоналу.

Слід мати на увазі, що при кваліфікованому менеджменті максимальна сума прибутку від інвестицій в людський капітал майже втричі перевищує прибуток від інвестицій в техніку. Дослідження залежності продуктивності праці від освіти показало: при 10% -му підвищенні рівня освіти продуктивність зростає на 8,6%. При такому ж збільшенні акціонерного капіталу продуктивність зростає на 3-4% [1].

Здатність економіки створювати й ефективно використовувати людський капітал все більшою мірою визначає економічну силу нації, її добробут.

Таким чином, людський капітал може сприяти виживанню підприємств у кризових умовах. Для цього їм необхідно мати чітке уявлення про саме поняття людського капіталу, його структуру, заходи вимірювання, ті переваги, які дає його ефективне використання.

Бібліографічний список:

1. Бендик М.А. Інтелектуальний капітал в оцінці вартості підприємств.
2. Лукичева Л.І. Управління інтелектуальним капіталом: [навч. посібник]. - 2-Е вид., Стер. -М.: Омега-Л, 2008

УДК 624.137.5

Юргеля О.О. студ., Ванічна В.В. к.т.н., доцент НТУУ «КПІ» м.Київ, Україна

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ ШПУНТОВОЇ ЗААНКЕРЕННОЇ ТА КОНСОЛЬНОЇ ПІДПІРНИХ СТІНОК ПРИ ЗАКРІПЛЕННІ СХИЛІВ

Виконано розрахунок двох видів підпірних стін для закріплення схилу на прикладі інженерно-геологічних умов міста Київ. Подано порівняльний аналіз коефіцієнтів стійкості схилу при різних варіантах підрізання схилу. Оцінка проводилась за допомогою методу скінченних елементів.

Ключові слова: *стійкість схилу, підпірна стінка, Plaxis.*

Calculation two types of retaining walls to secure the slope on the example of engineering-geological conditions of Kyiv. The comparative analysis of slope stability

coefficients for different versions of cutting slope. The valuation was performed using finite element method.

Keywords: slope stability, retaining walls, Plaxis.

Для урбанізованих територій характерним є сумісний вплив статичних та динамічних навантажень, які формуються у процесі промислової та цивільної забудови. Місто Київ поділене на 3 зони, залежно від вразливості до впливу динамічних навантажень, що характеризуються щільністю транспортних магістралей.

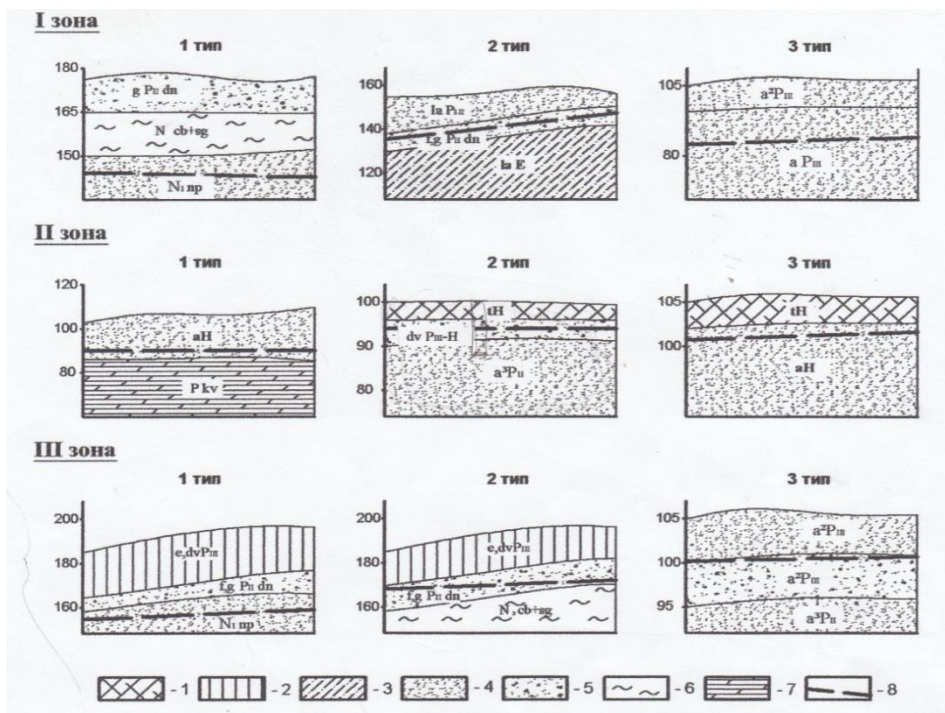


Рис. 1. Схеми розрізів, характерних для зон з різною вразливістю до впливу динамічних навантажень: 1 – техногенні відклади; 2 – суглинки лесоподібні; 3 – суглинки прісноводні; 4 – піски різнозерністі; 5 – піски з прошарками суглинків та супісків; 6 – глинисті ґрунти; 7 – мергельні глини; 8 – рівень ґрунтових вод.

До типів I зони відносяться ділянки із ґрунтовими товщами щільних піщаних відкладів із низьким ступенем насичення водою; суглинками та глинами щільної будови. Шари ґрунтів, здатних до розрідження, залягають на глибинах від 20 м від поверхні.

Розрізи II зони представлені піщаними алювіальними відкладами, що підстилаються глинистими мергелями; намивними або насипними відкладеннями, які залягають на сучасних заплавах ділянках.

До типів III зони відносяться ділянки із ґрунтовими товщами, представленими моренними відкладами, перекриті суглинками лесоподібними та підстилаються пісками. Третій тип містить піщані обводнені відклади зернистих порід, які найбільш піддаються впливу динамічних навантажень. [1]

Підпірна стінка - це споруда, призначена для утримання земляної маси від обвалення. Зазвичай підпірні споруди влаштовують поблизу будинків, доріг та інших споруд, коли необхідно забезпечити різкий перепад відмітки планування. Неможливо в умовах міського ландшафту обійтися без підпірних споруд, оскільки відносна щільність забудови характерна для міста і відмова від підпірних стін призведе до втрати цінного життєвого простору території міст.

Проектування підпірних стін повинно здійснюватися на підставі:

- Креслень генерального плану (горизонтальне і вертикальне планування);
- Звіту про інженерно-геологічні дослідження;
- Технологічного завдання, що містить дані про навантаження і при необхідності особливі вимоги до проєктованої конструкції, наприклад, вимоги щодо обмеження деформацій та ін. [2].

Оцінка стійкості схилів була виконана за допомогою методу кінцевих елементів (МКЕ), реалізованого в програмі Plaxis, яка широко розповсюджена в наш час. Для обґрунтування застосування МКЕ в розв'язку задач стійкості із застосуванням програмного комплексу Plaxis було змодельовано 3 варіанти підрізання схилу (а – знизу; б – зверху; в – знизу і зверху) для різних інженерно-геологічних умов міста Київ. В якості механічної моделі ґрунтового середовища застосовувалась модель Кулона-Мора – пружнопластична модель, яка містить 4 основні параметри: E і ν – параметри пружності ґрунту, c і ϕ – параметри міцності ґрунту. При створенні геометричної моделі, ґрунтовий масив розбивається на 15-вузлові трикутні ізопараметричні скінченні елементи, в яких переміщення визначаються у всіх 15 вузлах, а напруги в 12 точках.

Для оцінки загальної стійкості в Plaxis реалізовано метод *Phi-c-reduction* (пониження c і ϕ), при якому виконується пропорційне пониження міцності до тих пір, поки не відбудеться руйнування. Стійкість при цьому визначається коефіцієнтом:

$$\sum M_{sf} = \frac{tg\phi}{tg\phi_r} = \frac{c}{c_r},$$

де c_r і ϕ_r – характеристики міцності ґрунтів у граничному стані.

Програма Plaxis дозволяє змодельовати ґрунтовий масив, розрахувати деформації (як повні, так і окремо горизонтальні чи вертикальні), побачити розподіл напружень у масиві порід і визначити коефіцієнт загальної стійкості схилу [3].

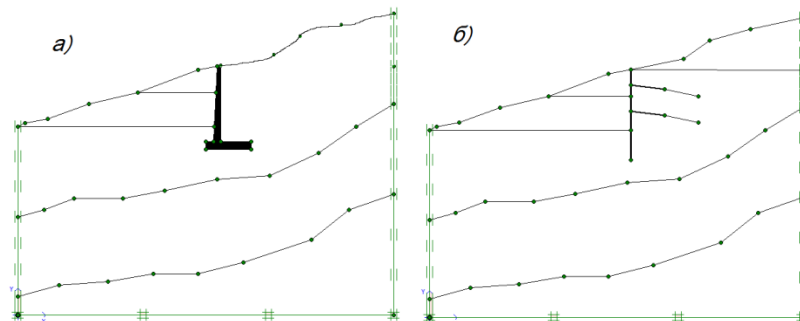


Рис. 2. Розрахункові схеми підпірних стінок реалізовані в програмі Plaxis: а – куткова консольна; б – шпунтова заанкеренна.

Куткова консольна стінка була прийнята з геометричними розмірами $h=11$ м – висота стінки, з яких $d = 3$ м – глибина закладання підшви фундаменту; $y = 8$ м – висота підпору ґрунту при підрізанні схилу знизу, $b = 6$ м – ширина підшви фундаменту; В15 – марка бетону з якого виготовлена стінка (рис. 2).

Для проектування шпунтової заанкереної використано шпунт коритного профілю AU 20 довжиною 12 м та анкер ТІТАН з граничним навантаженням на розрив 759 кН (при варіантах а та а+б було розраховано два ряди анкерів, при б – один).

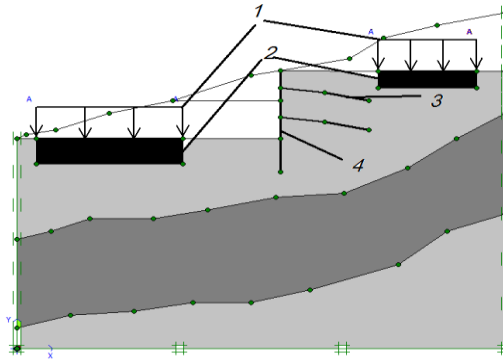


Рис. 3. Розрахункова схема із фундаментами запроєктованих споруд (2) та навантаженнями (1) від власної ваги на прикладі шпунтової (4) заанкеренної (3) підпірної стінки(варіант а+б).

Таблиця 1. Отримані значення коефіцієнту стійкості схилу для кожного варіанту підрізання схилу

Тип підпірної стінки	Варіант підрізання схилу	Інженерно-геологічні умови міста Київ								
		Зона I			Зона II			Зона III		
		Тип 1	Тип 2	Тип 3	Тип 1	Тип 2	Тип 3	Тип 1	Тип 2	Тип 3
Шпунтова заанкеренна	Знизу(а)	1,34	1,52	1,41	1,35	1,46	1,38	<u>1,05</u>	<u>1,17</u>	1,28
	Зверху(б)	2,37	2,46	2,62	2,34	2,56	2,54	2,15	2,12	2,65
	а + б	1,42	1,56	1,37	1,54	1,60	1,53	1,26	1,24	1,23
Куткова консольна	Знизу(а)	1,27	1,40	1,32	<u>1,22</u>	<u>1,27</u>	<u>1,24</u>	<u>1,01</u>	<u>1,12</u>	<u>1,19</u>
	Зверху(б)	2,29	2,40	2,43	2,22	2,37	2,35	1,97	1,93	2,21
	а + б	1,3	1,52	1,39	1,46	1,50	1,42	<u>1,17</u>	<u>1,14</u>	1,20

При $\sum M_{sf} \geq 1,2$ схил вважається стійким. За отриманими результатами можна зробити такі висновки:

1. При підрізанні схилу зверху недоцільно використовувати обидві конструкції, так як $M_{sf} > 2$ і можна підібрати інші варіанти інженерного захисту схилу.

2. В III зоні, в якій найбільша щільність динамічних навантажень, неможливо використовувати обидва варіанти підпірних стін. В II зоні значення коефіцієнту стійкості для куткової консольної стіни ненабагато більше допустимих, що теж вказує на їх неефективність в даних інженерно-геологічних умовах.

3. При моделюванні в програмному комплексі Plaxis було виявлено взаємодію фундаментів, що може спричинити зсувні процеси під подошвою підпірної стінки. Отже використовувати дані типи підпірних стін можливо лише в I зоні та при підрізанні схилу знизу. Для інших варіантів доцільно розглянути підпірну стінку з буронабивних паль.

Бібліографічний список

1. Кріль Т.В. Вразливість геологічного середовища урбанізованих територій до техногенних динамічних навантажень (на прикладі м. Київ) // Геологічний журнал. – 2011, – №3. – С. 78-88.
2. ДБН В.1.1-3.97 «Инженерная защита территорий, зданий и сооружений от оползней и обвалов. Основные положения»
3. Plaxis. Учебное пособие. Версия 8.

ОСНОВНІ ПРИНЦИПИ І СПОСОБИ УПРАВЛІННЯ ДІЄЮ ВИБУХУ З ДОПОМОГОЮ ЕКРАНУВАННЯ

В статті розглядається класифікація способів управління дії вибуху з допомогою екранування, класифікація за типом екранів, класифікація по місцю проходження процесів, впливаючих на працездатність екранів, класифікація процесів екранування дії вибуху по вигляду екрануючої енергії та класифікація за способом експлуатаційного впливу.

In the article the classification methods control action blast through screening, classification of the type of screens classification in place of the processes affecting the performance of screens, classification screening process steps explosion in appearance screening and classification of energy by way of operational impact.

Класифікація екранів повинна включати в себе класифікацію фізико-технічних процесів, безпосередньо чи частково впливаючих на ефективність дії екранів, а також класифікацію умов протікання процесів екранування.

Основними процесами при екрануванні можна вважати:

падіння вибухової хвилі і хвиль руйнування з різними профілями, амплітудами, довжинами і частотами в спектрі на внутрішню (най ближчу до місця вибуху) поверхню екрану;

розповсюдження в екрані кратно-переломних хвиль. Екран представляє собою середовище з різним ступенем дискретності, в наслідок дискретності структури екрану є дисперсія – залежність швидкості повздовжньої хвилі в екрані від частоти хвилі;

переломні хвилі від зовнішньої (та що далі від місця вибуху) поверхню екрану в зону, що охороняється;

відображення і дифракція хвиль на кутових точках екрану, обумовлююче «підживлення» енергією зони, що руйнується і охороняється.

Така класифікація проводиться по типу екранів, місці протікання процесів, впливаючих на працездатність екранів, виду екрануючої енергії, способу експлуатаційної взаємодії і характеру (внутрішньому механізму) процесу екранування.

Задачі по управлінню дії вибуху можна поділити на два класи, екранування в яких досягається попередньо утвореною щілиною і шаром розпушеної породи. Ця класифікація не є строгою, а межі між класами – різкими.

Необхідно підкреслити, що щілина утворюється при сприятливих гірничо-геологічних умовах і відповідному підборі екрануючих свердловин. Найчастіше при вибуху зарядів екрану виникає суцільна порожнина, заповнена подрібненим матеріалом з різною ступеню дискретності.

Практикою встановлено, що по шкалі М.М. Протодьяконова з 4–8 до 10–12 ефективності екранування збільшується в середньому на 20–25%. Відповідно, характеристика тріщинуватості гірських порід різної міцності, пов'язана з характеристиками екранування, є також класифікаційною ознакою екранування.

Класифікація порід за ступенем тріщинуватості та екранування наведена в таблиці 1.

Класифікація порід за ступенем тріщинуватості і екранування

Клас порід	Тріщинуватість	Відстань між тріщинами, м	Характеристика масиву та ефективності екранування
1	Дуже рідка	3–1	Масивні і товстошарові осадові породи. Дуже висока ефективність екранування
2	Рідка	1–0,3	Масивні і товстошарові осадові породи. Висока ефективність екранування
3	Густа	0,3–0,1	Тонкошарові осадові породи, зони тектонічних порушень. Середня ефективність екранування
4	Дуже густа	0,1–0,03	Зони подрібнення розташовані на значних глибинах. Низька ефективність екранування

Кореляція різних характеристик гірничих порід та екранів дозволяє встановити важливі закономірності для опису ефекту екранування.

При екранованому вибуху розрізняють процеси, що проходять: в гірському масиві, на його поверхні, на перетині меж «зруйнована зона – екран – захисна зона», в заповнювачі екрану.

В багатьох випадках поряд з відображенням і заломленням вибухових хвиль вирішальний вплив на ефективність екранів надають близькість і форма денної поверхні, дифракція в кутових точках екрану, вологість середовища, процеси, що проходять в дисконтиніумі двухфазного дискретного середовища в екрані.

Процеси, що проходять в гірському масиві і на його поверхні і які сприяють екрануванню, зазвичай виникають і змінюються як локальні. До процесів, попереднім екрануванню, відносяться різні види механічної взаємодії хвиль (плоских і криволінійних, об'ємних і поверхових, відбиваючих і падаючих, переломних і дифракційних).

Екрани можуть розташовуватись в ближній, середній і дальній зонах вибуху, розміри яких визначаються вагою заряду ВР і властивостями масиву, що руйнується. В ближній зоні діють хвилі з високою амплітудою напруг, більшою чи рівною з міцністю ГП на стискання, високої частотою в спектрі і малою довжиною хвилі. В неї розрізняють область стиснення, в якій відбувається інтенсивне подрібнення і стискання породи. Межі цієї області, відповідно експериментальним даним, визначаються на основі залежності $R_{ст}=1/4r_3$ ($R_{ст}$ – радіус зони стиснення; r_3 - радіус заряду ВР).

Далі знаходиться область руйнування відривними і зсувними тріщинами, навантаження в якій порівняна з міцністю гірських порід на розтяг. Межа цієї області визначається відповідно залежності $R_p=5/50r_3$ (R_p – радіус зони руйнування).

В середній зоні вибуху діють хвилі з малими амплітудами, малої частоти і великої довжини хвилі. Межі хвильового і кількісного руху знаходиться на основі залежності $R_{ср}=50/200r_3$ ($R_{ср}$ – радіус середньої зони вибуху). У віддаленій зоні вибуху проявляються в основному пружні хвилі та сейсмічні хвилі малої амплітуди, для неї $R_d=200/1000r_3$ (R_d – радіус дальньої сейсмічної зони).

Екранування вибухових хвиль може проходити в глибині масиву. Де розповсюджуються поверхневі хвилі амплітуда яких різко зменшується з глибиною.

Зміна фізичного стану гірничого масиву і характеристик екранів зазвичай обумовлено взаємодією енергії і перетворенням одного виду енергії в інший. Класифікація процесів, що проходять при екрануванні, по виду взаємодіючої на екран енергії представляє визначення важкості, так як питання класифікації самих видів і форм енергії не є цілком зрозумілим. Тому до даного часу загальноприйнята класифікація не розроблена.

Для класифікації ефективного екранування дії вибуху і процесів, супроводжуваних йому, найважливішим є наступні види екрануючої енергії: механічна, тепла, електрична, хімічна, електромагнітна, біологічна. Відповідно класифікуються і екрани: механічний екран, який захищає від вибухових хвиль (ударних хвиль, хвиль напруг і сейсмічних хвиль), тепловий, електричний, хімічний (атомний), ядерний, електродинамічний і електромагнітний, анігіляційний, біологічний. Кожний вид енергії характеризується визначеною взаємодією між частинками і тілами у відповідних полях.

Відзначимо деякі особливості екранування механічної і теплової енергії. механічна і тепла енергія, які пройшли через екран, можуть зрівнюватись по впорядкованості, тобто непрямому руху; концентрації, тобто можливості створення лінз в гірничій породі; здібності до перетворення в інші види енергії; можливості до перерозподілу і накопиченню (концентрація і розсіювання).

Всі види енергії можуть перетворюватись безпосередньо чи частково в теплову. Закономірності перетворення одних видів енергії в іншу в найбільш загальній формі встановлюються основними законами термодинаміки і статистичної фізики. В них розглядаються наступні найважливіші характеристики енергії, що є термодинамічними функціями стану середовища: внутрішня енергія, вільна енергія, ентальпія (теплемісткість), термодинамічний потенціал, ентропія.

Фактори, що враховуються при екрануванні, викликають поступові або стрибкоподібні зміни характеристик і параметрів екранування. При визначених(критичних) значеннях цих характеристик і параметрів ефективність екранування може різко падати чи навіть змінювати знак.

Експлуатаційний вплив можна класифікувати за наступними ознаками:

- умови виникнення впливового фактору – гірський тиск, температура і її зміни, гірські удари, вібрація, стійкість масиву і його частин;
- характер впливу на оточуюче середовище – адсорбція, абсорбція, дифузія, кавітація, втома, ерозія, радіація;
- види змін середовища - необоротні і зворотні зміни;
- характер змін в часі – постійні чи закономірні змінні (наприклад, циклічні) вплив, випадковий вплив (стаціонарне, квазістаціонарні і нестаціонарні);
- характер режимів екранування, обумовлених наявністю стаціонарних екранів чи екранів, спеціально створених для вибуху або комбінації вибухів.

Внутрішній механізм процесу екранування може бути проаналізований тільки в конкретних випадках з врахуванням форм зарядів (сферичного і циліндричного), типу ВР, умов вибуху і екранування. Процес руйнування і екранування супроводжується протіканням в гірничій породі вторинних процесів, які викликають зворотні і незворотні зміни в масиві.

При малій швидкості зростання навантаження в зоні, що руйнується відбувається пружна деформація, потім пластична течія і, нарешті розрив масиву. При великій швидкості наростання механічної напруги гірські породи зазвичай руйнуються як крихкі тіла, а пружна енергія масиву при руйнуванні повністю переходить в енергію знову утвореної поверхні. При екрануванні швидкість росту тріщин набагато вище середньої швидкості розвитку тріщин без врахування екранів. При відображенні вибухової хвилі від екрану в зону, що руйнується порода на основі принципу підсумку

пропорційного руйнувань може розірватись в процесі свого руйнування в результаті спаду чи релаксації початкової прикладеної напруги.

До рахунку найбільш спільних фізико – хімічних процесів, які відбуваються при екрануванні в гірських породах, відносяться детонаційні процеси у вибуховій речовині, розповсюдження хвиль напруг і сейсмічних хвиль, інтенсивне витікання через утворені тріщини продуктів детонації і розгін окремоостей масиву, розліт кусків підірваної маси, вторинний перехід від нещільної упаковки до щільної, дифракція хвиль у кутових точках екрану, розповсюджені сейсмічні хвилі. Прийнятний поділ умовно, так як різні стадії екранування можуть протікати одночасно (детонація ВР і розповсюдження хвиль напруг, дифракція хвиль напруг і сейсмічні в зону, що охороняється і тріщино утворення в зоні, що руйнується).

В кожному конкретному випадку можуть відбуватися різні фізичні процеси, що впливають на ефективність екранування .

Ймовірність безвідмовної роботи (надійність) екранів основана, як правило, на недопущення помилки при їх проектуванні, створенні і експлуатації. Помилки в проектуванні екранованого вибуху можна розділити на дві групи:

1. Помилки в принципіальній схемі екранування, конструкція екрану, конструкція зарядів екрану і технологічного режиму екранованого вибуху, невиконання потреб конструкційної і технологічної документації, застосування некондиційних заповнень екранів, слабкий контроль якості створених щілин, порожнин, зон розпушеної породи. Відмови по цим причинам усуваються шляхом підвищення культури проектування і створення екранів, покращення контролю за точністю розрахунків і виробничо – експериментальних досліджень екранів. Такі відмови зазвичай виявляються в процесі модельних промислових вибухів і виробничих дослідів. До цієї ж групи можуть бути віднесені відмови і несправності, викликані недбалою експлуатацією, невиконанням правил експлуатації і безпеки.
2. Відмови, обумовлені конструкторськими і технологічними помилками, попередження і усунення котрих потребує глибокого знання фізико-технічних процесів.

В гірничій справі і будівництві вибухами великої міцності все частіше приходиться руйнувати масив в безпосередній близькості від об'єктів, що охороняються. Це пов'язано з високими темпами розвитку гірських робіт і необхідністю підготовки більшого об'єму гірської маси до екскавації. Але вибухи під забудованими територіями, дорогими конструкціями і спорудами, під укриттям, капітальними гірськими виробками обумовлюють необхідність зниження міцності вибуху. Комплексне рішення вказаних питань зумовлює необхідність класифікації способів управління діями вибуху з допомогою екранування в загальній постановці. Ця класифікація представлена в таблиці 2.

Таблиця 2

Класифікація способів управління

Клас	Група	Характеристика методу
1. Методи змін руйнуючого та сейсмічного впливу в зоні що руйнується	1.1 Зміни характеру і розвитку тріщиноутворення	Застосування попереднього тріщиноутворення на межі очікуваних руйнувань. Застосування зони розпушеної породи з більшим ступенем дискретності
	1.2 Зміни об'ємів руйнування	
	1.3 Зміни ступеня і рівномірності дроблення	
	1.4 Зміни профілю воронки викиду	
2.Способи змін	2.1 Зниження інтенсивності	Застосування шарів розпушеної

сейсмічного впливу ____ зоні	коливань на значній площі 2.2 Зниження частоти преломленої хвилі 2.3 Зниження часу впливу руйнуючих напруг	породи з різним ступенем дискретності та щілин, заповнених роздрібненим матеріалом. Застосування прямого і криволінійного екранування на відкритих і підземних гірничих роботах
3 Методи змін характеру та інтенсивності розвитку деформацій ГП	3.1 Концентрація і розсіювання деформації (Лінзи в ГП) 3.2 Пришвидшення і сповільнення розвитку деформацій 3.3 Зупинка розвитку і розгалуження тріщин 3.4 Регулювання напрямку розвитку тріщин	Застосування щілин і порожнин, отриманих в процесі розвитку вибуху в дискретному екрані. Використання природних траншей, виїмок. Зміна знаку і напрямку і розвитку деформацій.
4. Комплексне екранування дії вибуху	4.1 Регулювання щільності розвитку тріщин 4.2 Поєднання класів 1 і 2 4.3 Поєднання класів 1 і 3 4.4 Поєднання класів 2 і 3	Поєднання попередньо утворених щілин і шарів розпушеної породи в різних комбінаціях

Методи класу 1 застосовуються з метою підвищення ефективності вибухового руйнування гірського масиву і зниження шкідливого впливу сейсмічних коливань. Методи класу 2 використовуються для зниження шкідливої дії сейсмічних коливань не тільки на спорудження і конструкції, які знаходяться в зоні дії вибуху, але і на масив в зоні, що охороняється. Методи класу 3 особливо актуальні в зв'язку з переходом вибухових робіт на великі глибини.

До класу комплексного екранування дії вибуху відносяться різні комбінації перерахованих вище способів. Способи класу 3 знаходять застосування, як правило, при наявності об'єктів, що охороняються, які мають високу вартість.

Отже, сам принцип екранування сейсмічної дії вибуху полягає в створенні екрану, яким може слугувати природна площина відриву (тектонічна тріщина), штучна площина відриву або навіть будь-яка система порушень суцільності масиву, що знаходиться на шляху проходження сейсмічної хвилі до захищеного об'єкту.

Бібліографічний список

1. Волох А.С., Основы управления действием взрыва с помощью экранирования. Изд. Наука. 1989 – 223с.
2. ДБН В.1.1-12:2014. Будівництво в сейсмічних районах України. — К.: Мінрегіонбуд України, Укрархбудінформ, 2014. — 110 с.

СОБІВАРТІСТЬ ВУГІЛЛЯ ТА ШЛЯХИ ЙОГО ЗНИЖЕННЯ

The cost of coal is an important summary measure of the enterprise. The cost of coal is reflected in the cash value of this product. Key words: cost, coal, production cost, total cost, wage, depreciation.

Стоимость угля является важным показателем работы горного предприятия. Предлагаются пути снижения себестоимости добычи угля на шахте. Ключевые слова: стоимость, уголь, себестоимость продукции, общая стоимость, заработная плата, амортизация.

Собівартість вугілля є найважливішим узагальнюючим показником роботи підприємства, що характеризує багато сторін його господарської діяльності: рівень механізації і автоматизації виробничих процесів, ступінь використання основних фондів, організацію виробництва і праці, розмір спожитих матеріальних ресурсів, якість роботи підприємства і рівень його планового керівництва.

У добувній промисловості собівартість найбільш повно враховує гірничо-геологічні умови, в яких здійснюється процес виробництва

Собівартість видобутку вугілля є вираз у грошовій формі частини вартості цієї продукції, що включає витрати спожитих у процесі виробництва знарядь і засобів виробництва, що втілюють витрати минулої праці і оплату живої праці. У практиці госпрозрахункових підприємств вугільної промисловості в собівартість включаються також грошові витрати, що представляють собою частину вартості додаткового продукту (нарахування на заробітну плату, збитки від експлуатації житлового та комунального господарства).

У вугільній промисловості розрізняють виробничу і повну (комерційну) собівартість.

Виробнича собівартість - це витрати, здійснювані в процесі видобутку вугілля та управління на шахті. Повна собівартість, крім витрат виробництва, включає витрати, пов'язані з реалізацією продукції, адміністративно-управлінські витрати трестів і комбінатів, транспортні, відрахування на науково-дослідні роботи, на преміювання за створення і впровадження нової техніки.

Вагомий вплив на формування собівартості надає співвідношення обсягу видобутку вугілля між групами шахт, що розробляють пологі і похилі, круті пласти, або антрациту.

Збільшення питомої ваги видобутку на шахтах з пологими і похилими пластами і відповідне зменшення частки видобутку антрацитів і кам'яного вугілля на шахтах, що розробляють круті пласти і мають більш низьку собівартість у порівнянні з пологими і похилими, надає несприятливий вплив на середню собівартість

Великий вплив на собівартість надає зміна обсягу видобутку вугілля, зі збільшенням якого знижується питома вага заробітної плати робітників, зайнятих на інших підземних роботах, внутрішньошахтних транспорті, роботах на поверхні.

Ступінь впливу заробітної плати на собівартість залежить від співвідношення темпів зростання продуктивності праці та заробітної плати. Реконструкція шахтного фонду, підвищення рівня механізації і вдосконалення організації виробництва, зростання основних виробничих фондів, порядок списання їх вартості - мають істотний вплив на структурні зрушення і темпи зниження собівартості.

Бібліографічний список

1. Маркс К. Капітал, Том перший, -Маркс К., Енгельс Ф. Соч., 2-е вид., Т.23. 907с.
2. Грузинів В.П., Грибов В.Д. Економіка підприємства. Учеб. посібник. - М.: Фінанси і статистика, 2001. - 208 с.
3. Каменіцер С.Є. Організація, планування і управління діяльністю промислових підприємств, - М.: Наука і освіта, 1991.-195с.

УДК 624.152.63

О.В. Кудрик, маг. науковий керівник – А. Л. Ган, к.т.н., доц., Національний технічний університет України «КПІ»

КОНСТРУКТИВНІ РІШЕННЯ КРІПЛЕННЯ СТІН ГЛИБОКОГО КОТЛОВАНУ

В даній роботі було розглянуто основні конструктивні рішення закріплення стін котловану, такі як: шпунтове огородження, спосіб “стіна в ґрунті”, та анкерне закріплення. Розглянута технологія виконання кріплення стін глибокого котловану, а також переваги і недоліки основних способів закріплення.

The basic structural decisions of fastening of walls of foundation pit were considered in this work, such as: tongue-and-groove protection, method "wall in soil", and anchor fixing. Considered technology of implementation of fastening of walls of deep foundation pit, and also advantages and lacks of basic methods of fixing.

Котловани являють собою виїмки, виконані в м'яких або міцних скельних ґрунтах і призначені для різних будівельних цілей, - розташування фундаментів споруд, влаштування робочих поверхонь для установки конструкцій або прокладки підземних тунелів для виконання різних робіт.

Котловани повинні забезпечувати стійкість стінок або укосів, несучу здатність їх основ і відведення ґрунтових вод на весь час виконання будівельних робіт.

Спорудження котлованів являє собою відносно самостійний вид будівельних робіт, які виконуються в різних геологічних і гідрогеологічних умовах, що вимагає також застосування різних способів кріплення укосів.

В зв'язку з постійним розвитком великих міст, площа яких займає значну територію для подальшого його зростання в окремих випадках неможливо збільшувати їхню площу. Тому актуальним на даний час є освоєння підземного простору, що забезпечує великі мегаполіси торгово-розважальними комплексами, транспортними магістралями різного призначення, автостоянками та гаражами і т.д. Для будівництва таких підземних об'єктів відкритим способом необхідно споруджувати котловани глибиною 15 м і більше. А це вимагає ретельного підходу до розрахунку, конструктивних і технологічних рішень для забезпечення стійкості і несучої здатності стінок котловану та безпеки робіт.

Стіни котлованів піддаються впливу фізичних та геотехнічних факторів, внаслідок яких може відбутися їх обвалення. такими факторами є активний і пасивний тиск ґрунту, гідростатичний тиск води, технологічні навантаження на брівці і дні котловану. Для котлованів з великим заглибленням і несприятливими геологічними умовами необхідне влаштування огорожувальних конструкцій стін і їх посилення. Кріплення стін котлованів у різних умовах може здійснюватися за допомогою різних систем. Найбільш поширене кріплення бортів котлованів шпунтовими стінками,

способом “стіна в ґрунті”, а також комбінуванням способу “стіна в ґрунті” з анкерним кріпленням.

У наші дні максимальна глибина котлованів, проєктованих в міських умовах, зазвичай не перевищує 25-30 м, а кількість підземних поверхів - п'яти - шести. Класифікація сучасних методів кріплення котлованів при будівництві підземних споруд відкритим способом наведена на рис.1.

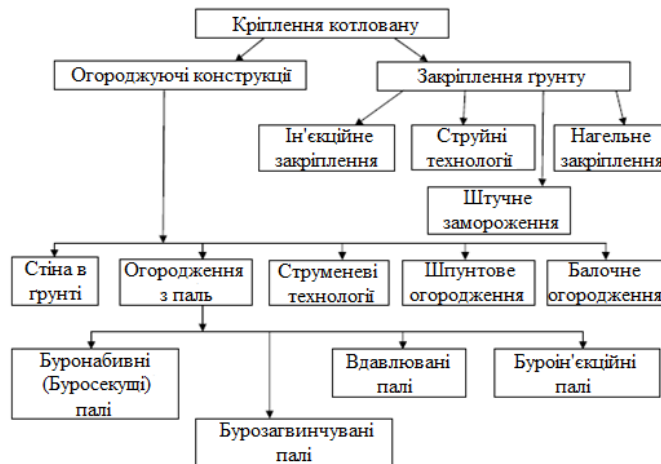


Рис. 1. Класифікація сучасних методів кріплення котлованів

Метою даної роботи є порівняння і обґрунтування вибору кріплення стін глибокого котловану. В даній роботі було розглянуто основні методи закріплення стін котловану, такі як: шпунтове огороження, спосіб “стіна в ґрунті”, та анкерне закріплення.

Шпунтове огороження котлованів широко використовуються в гідротехнічному будівництві в умовах слабких водонасичених ґрунтів при високих відмітках рівня підземних вод. Такі конструкції здатні сприймати не тільки тиск ґрунту, але і гідростатичний тиск, будучи одночасно протифільтраційною завісою. Шпунтові елементи стін являють собою сталеві профілі U-, Z-образного поперечного перерізу або плоскі (рис.2), забезпечені замковими захватами по краях, що дозволяють фіксувати один елемент щодо іншого у вертикальному положенні. Найбільше поширення набули U-образні шпунти типу «Ларсен». Встановлення шпунта в ґрунт здійснюється звичайно віброзануренням. Шпунтові стіни, влаштовані в замок, мають досить високу жорсткість і здатні сприймати згинальні моменти, що значно перевищують граничні значення для огорож з забиркою (рис. 2). Обмеженням для використання шпунта є складність або неможливість його занурення в гравелистих, скельних і напівскельних ґрунтах. В даний час даний вид огорожі глибоких котлованів отримав широке поширення і в умовах щільної міської забудови, так як сучасна будівельна техніка здатна здійснювати влаштування шпунтового огороження за статичного вдавлювання. В зв'язку з цим єдиним обмеженням даного методу є геологічні умови на розглянутому будівельному майданчику.

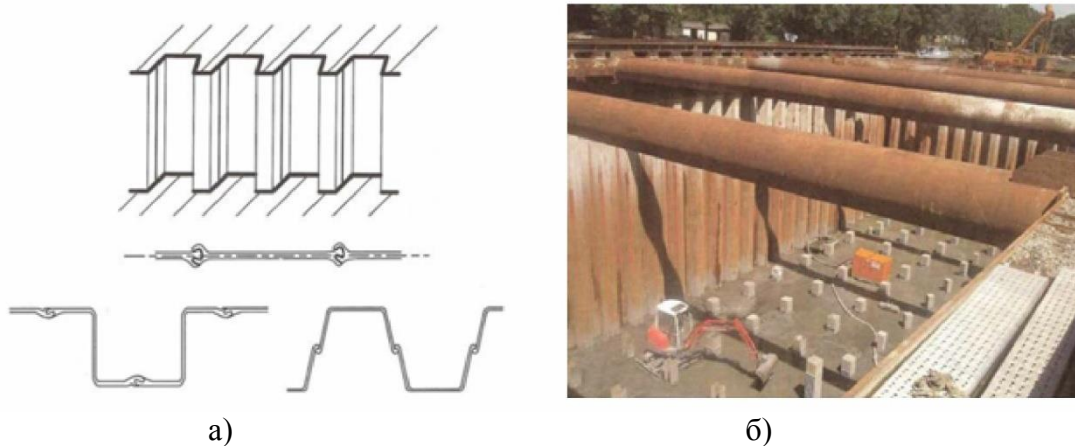


Рис.2. Шпунтове огородження котловану

Огорожа котловану в ідеальному випадку має поєднувати в собі такі основні функції: сприймати бічний тиск ґрунту, бути протифільтраційною завісою і сприймати гідростатичний тиск підземних вод, при необхідності сприймати вертикальні навантаження, мінімізувати вплив котловану на навколишню забудову. Найбільш повно поєднанню всіх цих функцій відповідають конструкції, що влаштовуються способом «Стіна в ґрунті». Будівництво огорож котлованів і фундаментів будівель способом «стіна в ґрунті» передбачає пристрій в ґрунті за допомогою спеціального обладнання вузької траншеї необхідної глибини, стійкість стінок якої забезпечується спеціальними тиксотропними розчинами з бентонітових глин. Траншеї розробляються окремими захватками, довжина яких в плані відповідає розмірам навісного обладнання і складає зазвичай від 2.2 до 3 м. Захватки відокремлюються один від одного інвентарними обмежувачами, вилучаються до початку бетонування примикає захватки. Після того як екскавація захватки доводиться до проектної позначки, в неї занурюється просторовий арматурний каркас. Далі в траншею занурюється бетонолітна труба, в яку подається бетонна суміш, що витісняє на поверхню бентонітовий розчин. Таким чином бетонування здійснюється знизу-вгору в процесі підйому бетонолітної труби. Після набору необхідної міцності бетону починається влаштування сусідньої захватки. Послідовність робіт по влаштуванню «стіни в ґрунті» показана на рис.3а. В результаті, після замикання контуру в підставі створюється залізобетонна стіна, що служить надійною огорожею котловану (рис. 3б).

«Стіна в ґрунті» в сучасних умовах є найбільш універсальною конструкцією, використовуваної в підземному будівництві для влаштування огорожі котлованів і захисту від підземних вод. Обладнання провідних світових виробників здатне влаштовувати траншейні стіни глибиною до 70 м і шириною від 400 до 1200 мм. Сучасні механізми для пристрою «стіни в ґрунті» дозволяють працювати і навіть при дуже обмеженому висотному розмірі, наприклад під прольотами мостів. Влаштування траншейних «стін у ґрунті» в міських умовах все ж має ряд обмежень, пов'язаних в першу чергу з можливістю відходу бентонітового розчину в порожнини в техногенних відкладеннях і макропористий ґрунтах. Небезпечним є також проникнення глинистої суспензії в інженерні комунікації при їх близькому розташуванні. Недоліком «стіни в ґрунті» є її висока вартість.

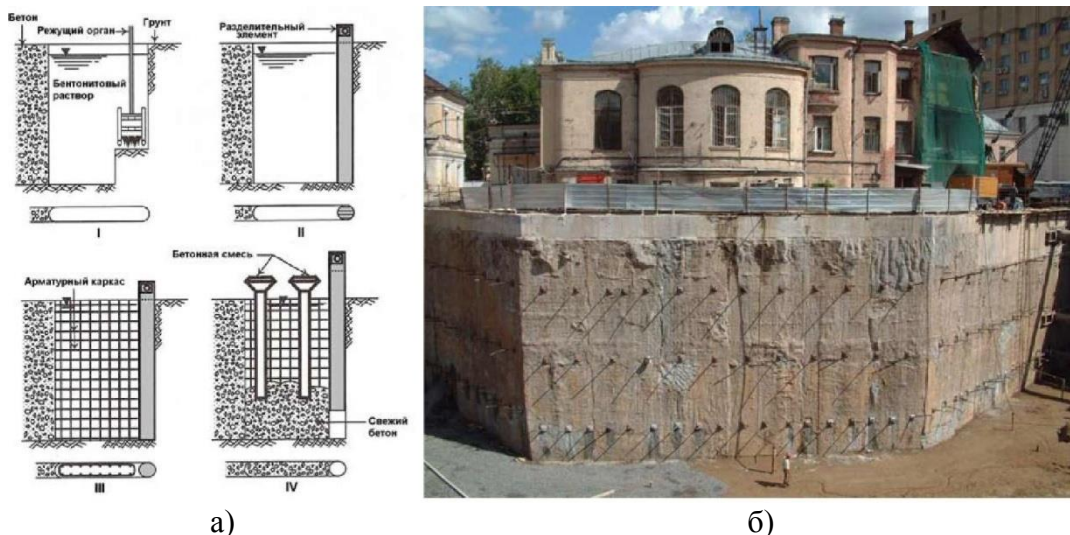


Рис. 3. Послідовність влаштування «стіни в ґрунті» (а). Монолітна «стіна в ґрунті»

Турецького торгового центру (б).

Найбільш кращим з погляду зручності екскавації ґрунту та організації робіт в котловані є кріплення захисної конструкції ґрунтовими анкерами. Анкерами називаються пристрої, що дозволяють передавати на ґрунтовий масив висмикуючі зусилля. За способом пристрою анкери підрозділяються на бурові, загвинчувати, задавлювані, забивні і комбіновані. Для кріплення огорож котлованів в міських умовах в більшості випадків використовуються бурові анкери. конструкція бурового ін'єкційного ґрунтового анкера зображена на рис.4а і складається з оголовка, тяги в оболонці і робочої частини, затисненої в ґрунті. Тяга передає висмикувати зусилля від оголовка, закріпленого на внутрішній стороні огорожі котловану, на робочу частину (корінь) анкера, що перешкоджає висмикуванню. за способом опору висмикування їх конструкції класифікуються на анкери тертя, анкери лобового опору і анкери змішаного типу (рис.4б). За конструкцією анкерної тяги розрізняють стрижневі, прядиво і трубчасті анкери. Як правило, анкери піддаються попередньому натягу, що дозволяє знизити горизонтальні переміщення огороження котловану і згинаючі моменти в ньому.

Висмикуюче зусилля, яке можливо передати на анкер, визначається несучою здатністю анкера по ґрунту, так само як і міцністю самої конструкції тяги анкера. У слабких ґрунтах підвищити несучу здатність анкера по ґрунту можна шляхом збільшення довжини кореня анкера або його діаметра, застосуванням багаторазових ін'єкцій і правильного вибору технології нагнітання. Несуча здатність ґрунтових анкерів в обов'язковому порядку повинна бути підтверджена пробними випробуваннями.

У глибоких котлованах анкери встановлюються в кілька ярусів по висоті. Чим глибше котлован - тим більша кількість ярусів потрібно, і тим менше приймається крок між анкерами по глибині. Коріння анкерів повинні розташовуватися поза трикутної призми активного тиску ґрунту на підпірну конструкцію.

До переваг анкерного кріплення відноситься зручність організації робіт, можливість несиметричною екскавації котловану, економічність для котлованів значній площі. Є, однак, обмеження і недоліки. До них можна віднести необхідність виконання інженерно-геологічних вишукувань поза меж майданчика забудови, що не завжди можливо. При розташуванні оголовків анкерів нижче рівня підземних вод складно забезпечити їх гідроізоляцію. Застосування анкерів недоцільно в слабких ґрунтах.

Влаштування анкерів не завжди можливо через близьке розташування інженерних комунікацій і фундаментів сусідніх будівель.

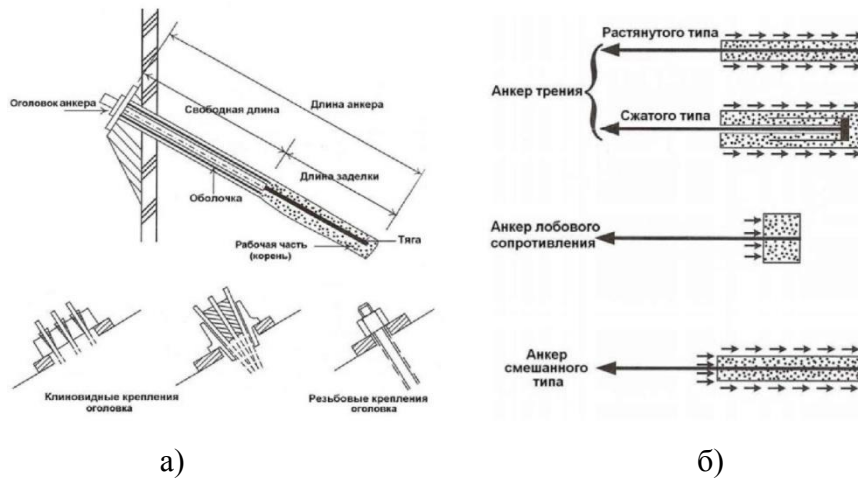


Рис. 4. Конструкція ін'єкційного ґрунтового анкера (а) і типи анкерів (б).

Отже, розглянувши всі ці методи можна зробити такі висновки, що розрахунок різних конструктивних рішень стін глибоких котлованів вимагає величезної відповідальності. Можливості сучасних технологій та обладнання надають інженерам і будівельникам величезний вибір доступних способів влаштування підземних і заглиблених споруд. Широкий спектр технічних рішень по влаштуванню огорожень котлованів і варіантів їх кріплення охоплює практично весь діапазон інженерно-геологічних і гідрогеологічних умов, необхідних глибин і планових розмірів споруд. Вибір конструктивної схеми підземної споруди, типу огороження котлованів, способу його кріплення і технологічної послідовності робіт у котловані має бути продуманий і взаємно пов'язаний. У складних умовах цей вибір слід виконувати, як правило, на підставі техніко-економічного зіставлення варіантів. В подальшому планується провести розрахунки різних типів кріплення стінок котлованів глибокого закладання для конкретних інженерно-геологічних умов.

Бібліографічний список

1. Еремін В.Я. Крепление бортов глубоких котлованов. Материалы Киевского семинара SCADGroup 5-8 октября 2009 года, 2009. 52 с.
2. Смородинов М.И., Федоров Б.С. Устройство фундаментов и конструкций способом «стена в грунте». - М.: Стройиздат, 1986 - 216 с.
3. Б.Н. Астраханов. Тенденции развития технологий устройства ограждений котлованов в условиях плотной городской застройки // Основания, фундаменты и механика грунтов : Науч.-техн. журн. Гос. ком. СМ СССР по делам стр-ва .— Москва., 2002 .— №4 .— С.4-8 : ил .— (Герсевановские чтения) .— ISSN 0030- 6223.

ДОБУВАННЯ ТА ПЕРЕРОБКА БЛОЧНОГО КАМЕНЮ

Розглянуто можливість використання кваліметрії та інформаційно-комп'ютерних технологій для видобутку блочного каменю. Дане дослідження допоможе візуально оцінити вплив обраного методу та його актуальність. Запропонована методика підвищує ступінь достовірності і надійності висновків, вона може становити практичний інтерес для наукових співробітників і практиків, що займаються проблемами дослідження якості блочного каменю, дає можливе створення системи накопичення, зберігання і використання необхідної та достовірної інформації при оцінці якісних параметрів порід.

The possibility of using quality control and information and computer technology for the extraction of block stone. This study helps to visually assess the impact of the chosen method and its relevance. The technique increases the accuracy and reliability of the findings, it may be of practical interest for researchers and practitioners concerned with the study of the quality of block stone gives the possible creation of a system of accumulation, storage and use of relevant and reliable information when assessing the quality parameters of rocks.

Добування блочного каменю здійснюється у певній послідовності шляхом чергування основних технологічних процесів. Технологічні процеси при видобутку блочного каменю дуже специфічні. Головний процес, витягти з масиву породну частину каміння без порушення її монолітності. Для цього поступово збільшують число площин. На початку технологічного циклу видобутку, масив має тільки дві площини оголення згідно уступної форми фронту робіт. Для створення додаткових площин оголення, а також для введення видобувного обладнання потрібно виконати певний обсяг підготовчих робіт: зробити поперечні траншеї і відрізи щілини, пробурити свердловини. Тобто, це процес підготовки масиву до відділення каміння.

Наступний процес - власне відділення каміння від масиву. Він на кар'єрах блочного каменю займає велику частину витрат праці і коштів (до 80-90%). Класичні методи добування природного декоративного каміння знижують його якість і не дають можливості одержати кількісні показники якості при буровибуховому та термогазаструминному способах видобування блоків природного каменю. Це приводить до приблизної оцінки якості товарних блоків, що в подальшому зумовлює погіршення якості готових виробів з природного каменю. Після того як породний блок структурно відокремлений, його потрібно витягнути для переробки або відвантаження. Видобуток товарних блоків на кар'єрах може вироблятися по одно- та двостадійним технологічними схемам. За першою схемою відокремлені від масиву блоки витягуються, вантажаться і транспортуються для подальшої переробки. При двостадійній схемі видобутий моноліт обсягом 10-600 м³ і більше піддається подальшій обробці на більш дрібні товарні блоки в межах робочої зони кар'єру; відповідно в технологічному ланцюгу виникає додатковий процес. При відділенні породних блоків і витягу їх з масиву, а також при обробленні монолітів на товарні блоки утворюються відходи.

Як зазначалося вище, кар'єри блочного каменю характеризуються різноманітням застосовуваних технічних засобів і відповідних технологій. Вирішальний вплив на їх вибір надають фізико-механічні властивості порід і тріщинуватість масиву. Природні та

технологічні чинники визначають трудовитрати на видобуток каменю і загальну її ефективність.

У практиці гірничої справи та наукових дослідженнях знаходить застосування показник відносних труднощів видобутку корисних копалин, що охоплює всі технологічні процеси. Стосовно до кар'єрів блочного каменю визначення його також має свою специфіку, оскільки тут окремі процеси неперівнянні по трудомісткості.

Найбільш трудомісткі і дорогі процеси підготовки каміння до вилучення і розбирання його на товарні блоки. Їх частка в собівартості блочної продукції становить 50-90%. Витрати на інші процеси незначно пов'язані з властивостями порід. Отже, оцінку відносних труднощів видобутку блоків можна досить повно зробити за витратами на відділення монолітів від масиву і їх оброблення. При цьому слід враховувати те, що видобуток блоків каменю пов'язаний з отриманням монолітних шматків великого об'єму і маси, заданих розмірів і форми. Це досягається за рахунок спрямованого руйнування породи, яке по трудомісткості значно більше, ніж суцільне руйнування.

Із-за високої конкуренції на сучасному світовому ринку природного каменю виникає необхідність зниження собівартості видобутих блоків каменю та підвищення їх якості. Це можна досягти, за рахунок всебічного вивчення якісних і кількісних характеристик блочного природного каменю з використанням кваліметрії та інформаційно-комп'ютерних технологій і розробити на цій основі ефективні технології каменевидобування з використанням високотехнологічного обладнання.

Бібліографічний список

1. <http://www.lib.ua-ru.net/diss/cont/341745.html> Коробійчук В.В. «Управління якістю блоків декоративного каменю за допомогою кваліметричних та інформаційно-комп'ютерних технологій»: Дис... канд. наук: 05.15.03 - 2008. Ст. 1
2. http://otherreferats.allbest.ru/manufacture/00313637_0.html «Розробка методичних основ оцінки та обліку втрат декоративного каменю при його видобуванні» ст. 3

УДК 622

Куцаківська В.А., магістрант, Нестерков І.А., студ., Кравець В.Г., проф., д.т.н., НТУУ КПІ ІЕЕ

РАЦІОНАЛЬНІ ПАРАМЕТРИ ЗАРЯДІВ ВР В ГАЗОДИНАМІЧНИХ ПРИБОРАХ ДЛЯ КОМБІНОВАНОГО СПОСОБУ ВІДДІЛЕННЯ МОНОЛІТІВ

В статті розглядаються заряди ВР в газодинамічних пристроях для комбінованого способу відділення монолітів та їх раціональні параметри при різному тиску.

In this article explosive charges consider in the gas-dynamic devices for combined separation process of monoliths and their rational parameters with different pressures.

Перевагою газодинамічних пристроїв є в першу чергу відсутність залежності технології відбивання блочного каменя від діаметра шпура. Однак і в рамках кожної обраної для виконання робіт суміші важливим є не лише її критичний діаметр, але й загальна маса заряду в газодинамічному пристрої, яка визначатиме тиск в зарядній камері та в шпурі. Рівень динамічного навантаження призначається за рівнем

попереднього статичного навантаження, що виконує роль утворювача зародкової тріщини по лінії відриву.

Отже, оскільки завдання газодинамічного пристрою підготоване статичним, що утворює необхідні стартові умови для динаміки, газодинамічний пристрій має бути орієнтований лише на рівень зусиль, що здатні розвинути вже існуючу зародкову тріщину, тобто на міцнісні характеристики руйнованого масиву. Цей показник визначатиме масу заряду в зарядній камері, що має обмежений об'єм. Об'єм камери, з одного боку, повинен забезпечити розміщення потрібної маси заряду, а з другого боку, не набагато перевищувати об'єм заряду ВР, оскільки це призведе до зниження тиску продуктів розкладу через зменшення щільності заряджання.

Таки чином, при доборі типу ВР і величини заряду потрібно виходити з узгодження вище описаних факторів. Нижче наведено результати розрахунків, що мають дати уявлення про технологічне значення цих факторів.

Тиск газів вибуху в зарядній камері можна визначити за рівнянням Ван дер Ваальса

$$P = \frac{RT}{V - \alpha} = \frac{P_0 \cdot V'_0 \cdot T}{(V - \alpha) \cdot 273}, \quad (1)$$

де V – об'єм зарядної камери, дм^3 ; α – коволюм газів вибуху, який розраховують, користуючись емпіричним співвідношенням $\alpha = 0,001 \cdot V'_0$; V'_0 – об'єм газів вибуху 1 кг ВР за нормальних умов, дм^3 ; T – температура вибуху, $^\circ\text{K}$; P_0 – нормальний атмосферний тиск, рівний 0,1 МПа;

Об'єм зарядної камери можна визначити через щільність заряджання;

$$\Delta_3 = \frac{Q}{V} \quad (2)$$

де Q – маса заряду, кг.

Якщо прийняти масу заряду за 1 кг, то $\Delta_3 = \frac{1}{V}$ або $V = \frac{Q}{\Delta_3}$. Підставляючи цей вираз в формулу (1), отримаємо рівняння тиску газів у вигляді:

$$P = \frac{P_0 \cdot V'_0 \cdot T}{\left(\frac{1}{\Delta_3} - \alpha\right) \cdot 273} \quad (3)$$

Після нескладних математичних перетворень формула (3) буде мати вигляд:

$$\frac{1}{\Delta_3} = \frac{P_0 \cdot V'_0 \cdot T}{273 \cdot P} + \alpha \quad (4)$$

Підставляючи у формулу (4) щільність заряджання (2), можна визначити необхідну масу заряду для створення потрібного нам тиску в зарядній порожнині:

$$Q = \frac{273 \cdot V \cdot P}{P_0 \cdot V_0' \cdot T + 273 \cdot \alpha \cdot P} \quad (5)$$

Дані та результати розрахунків наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Результати розрахунків необхідної кількості ВР при тиску до 40 МПа

Вибухова речовина	Об'єм газів, V_0 , л/кг	Температура вибуху, T , °К	α	Об'єм зарядної камери, V , дм ³ .	Необхідна кількість ВР, Q , г, відповідно при тиску P , МПа.			
					10	20	30	40
Амоніт №6ЖВ	895	2600	0,895	1,0	12	23	34	45
				1,5	17	34	51	68
				2,0	23	46	68	90
				2,5	29	58	85	113
Димний порох	260	2600	0,26	1,0	40	79	117	155
				1,5	60	119	176	232
				2,0	80	158	235	310
				2,5	100	198	294	388
Заряд на основі А-ІХ-1	600	3000	0,6	1,0	15	30	44	59
				1,5	23	45	66	88
				2,0	30	60	89	117
				2,5	38	74	111	146
Заряд на основі А-ІХ-2	319	2425	0,319	1,0	35	69	102	135
				1,5	52	104	154	203
				2,0	70	138	205	270
				2,5	87	173	256	338

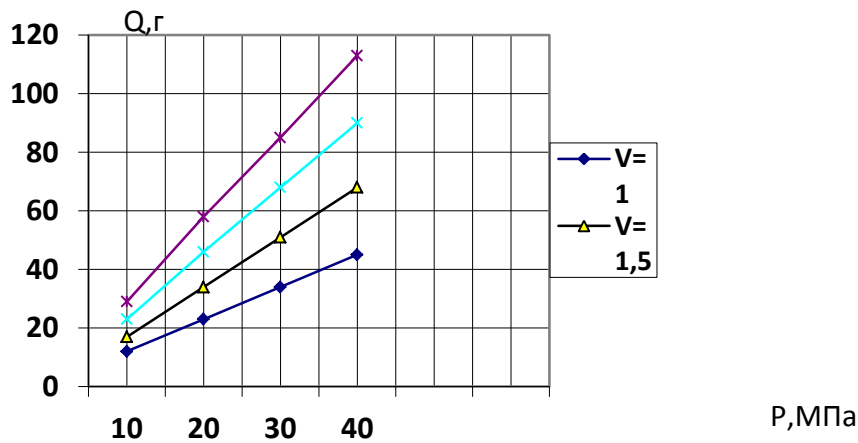


Рис. 1. Необхідна кількість аммоніту №6ЖВ для створення відповідного тиску в зарядній камері в залежності від її об'єму

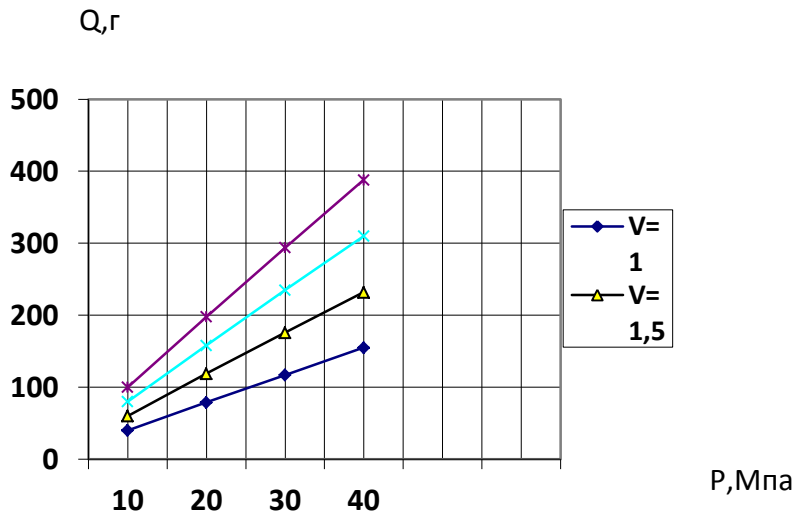


Рис. 2. Необхідна кількість димного порошу для створення відповідного тиску в зарядній камері в залежності від її об'єму

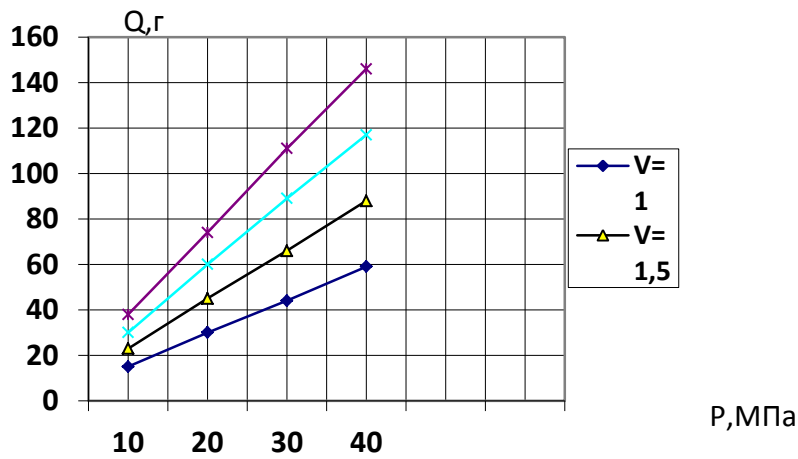


Рис. 3. Необхідна кількість ВР на основі А-ІХ-1 для створення відповідного тиску в зарядній камері в залежності від її об'єму

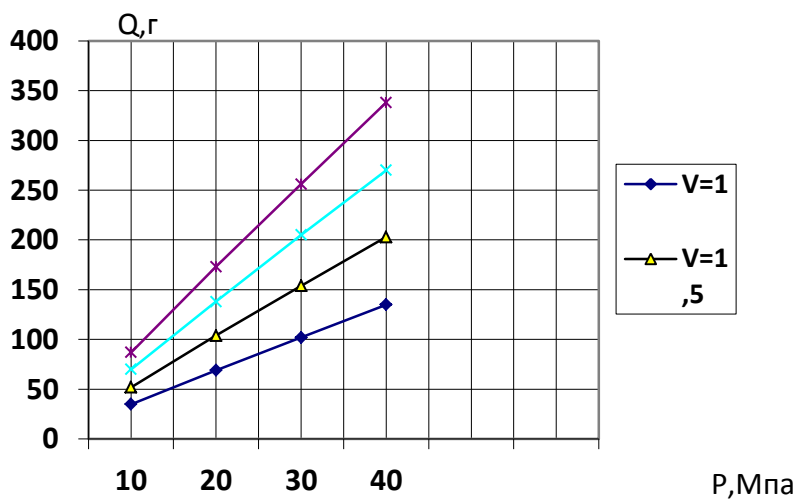


Рис. 4. Необхідна кількість ВР на основі А-ІХ-2 для створення відповідного тиску в зарядній камері в залежності від її об'єму

Результати розрахунків необхідної кількості ВР при тиску до 200 МПа

Вибухова речовина	Об'єм газів, V_0 , л/кг	Температура вибуху, T , °К	α	Об'єм зарядної камери, V , дм ³	Необхідна кількість ВР, Q , г, відповідно при тиску P , МПа.					
					20	30	50	100	150	200
Амоніт №6ЖВ	895	2600	0,895	1,0	23	34	56	106	152	194
				1,5	34	51	84	159	228	291
				2,0	46	68	111	214	304	388
				2,5	58	85	139	267	380	485
Димний порох	260	2600	0,26	1,0	79	117	192	365	523	668
				1,5	119	176	288	548	785	1001
				2,0	158	235	384	736	1047	1335
				2,5	198	294	480	920	1308	1669
Заряд на основі А –ІХ – 1	600	3000	0,6	1,0	30	44	73	139	200	257
				1,5	45	66	109	209	300	385
				2,0	60	89	145	280	400	513
				2,5	74	111	181	350	500	642
Заряд на основі А –ІХ – 2	319	2425	0,319	1,0	69	102	167	317	453	576
				1,5	104	154	251	476	679	864
				2,0	138	205	334	639	906	1152
				2,5	173	256	418	799	1132	1440

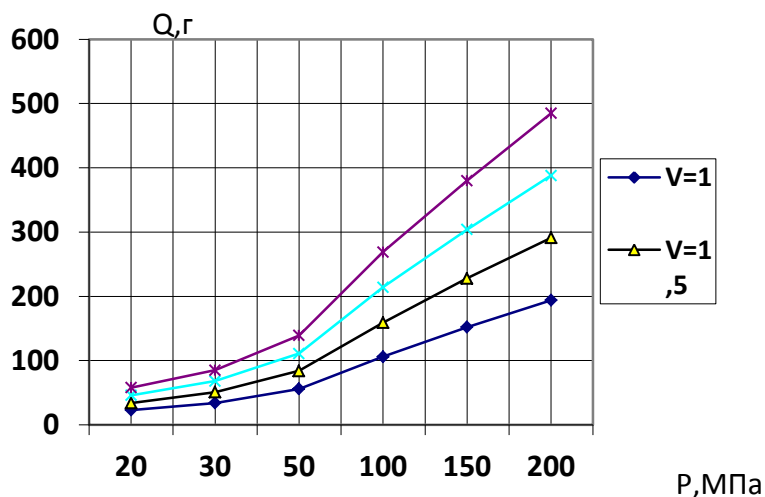


Рис. 5. Необхідна кількість амоніту №6ЖВ для створення відповідного об'єму зарядної камери в залежності від тиску, що діє на стінки шпура

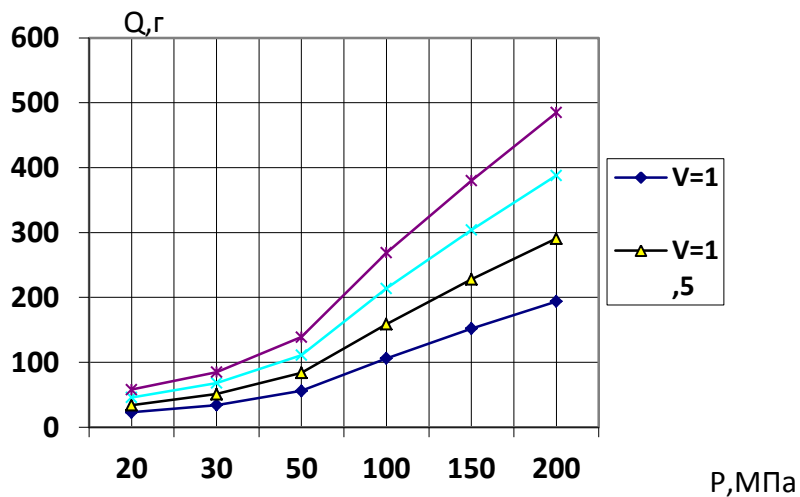


Рис. 6. Необхідна кількість димного порошу для створення відповідного об'єму зарядної камери в залежності від тиску, що діє на стінки шпура

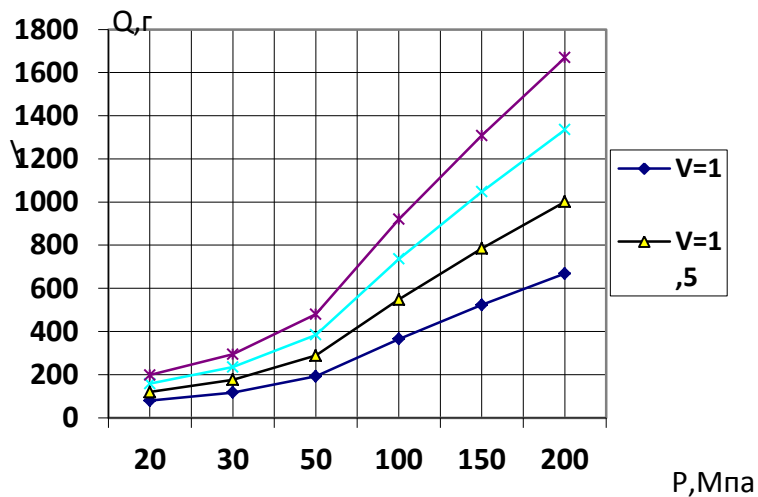


Рис. 7. Необхідна кількість ВР на основі А-ІХ-1 для створення відповідного об'єму зарядної камери в залежності від тиску, що діє на стінки шпура

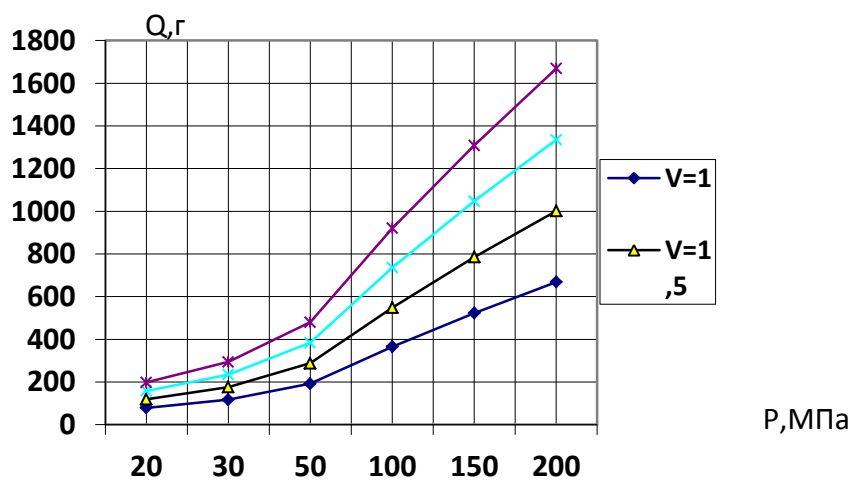


Рис. 8. Необхідна кількість ВР на основі А-ІХ-2 для створення відповідного об'єму зарядної камери в залежності від тиску, що діє на стінки шпура

Виходячи з наведених таблиць, маса заряду ВР в камері газоструминного пристрою суттєво залежить від об'єму газоутворення при вибуху даної наважки ВР в сталому об'ємі зарядної камери. Практично вибір раціонального типу заряду залежить від таких чинників:

- достатня маса заряду для забезпечення встановленого середнього гідростатичного тиску в зарядній камері;
- припустима маса заряду за міцністю оболонки зарядної камери;
- простота ініціювання вибуху ВР або газоутворюючої суміші (ГС)
- в певних умовах підривання – водостійкість заряду;
- безпека поводження з ВР чи ГС;

З попередніх досліджень [1, 2] відомо, що питому участь статичного і динамічного методів розколювання в комбінованій технології визначають не лише рівні напружень, які послідовно прикладаються до блоку, а й можливі наслідки прикладання цих напружень. Особливо це стосується динаміки, яка за будь-якого рівня динамічного навантаження, навіть сейсмічного, створює небезпеку розвитку у відділюваних блоках наведеної макро- або мікротріщинуватості. З цього випливає, що при проектуванні комбінованої технології доцільно максимально використати можливості статичного навантаження, яке фактично готує масив до утворення відривної монощілини в заданому напрямку (площині), а на динаміку залишається процес «ініціювання» розриву суцільності масиву, тобто відокремлення частини масиву.

Плануючи технологічний ланцюжок операцій з відділення моноліту, виходило з того, що одночасно або послідовно створити статичний та динамічний тиск в одному шпурі технічно складно, тому шпури за послідовністю обробки статичним і динамічним методами мають чергуватись в ряду.

До того ж потрібно враховувати природу утворення монощілини, яка в будь-якому разі є продуктом роботи відривних або розтягуючих напружень, які мають бути наведені в міжшпуровому просторі масиву за рахунок створення відповідного тиску продуктів вибуху або згоряння в шпурі.

Враховуючи такі умови виконання елементів технології, повноту передачі потрібного рівня середнього гідростатичного тиску в шпур із зарядної камери буде дотримано за умови заповнення шпура водою як практично нестисливим матеріалом, що забезпечить передачу імпульсу напруження від дії газів з мінімальними втратами енергії газів. Аналізуючи попередньо отримані результати теоретичних та експериментальних досліджень, виходимо з загального рівня розривного навантаження що для міцних гірських порід буде п'яти-десятикратно меншим від межі міцності породи на стиснення. Відомо [3,1], що для більшості скельних порід з виробництва оздоблювальних будівельних матеріалів розривне зусилля має складати 40МПа. Такий рівень розтягуючого напруження має бути створений внаслідок суперпозиції статичного та динамічного полів, оскільки доведено, що принцип суперпозиції працює не лише в умовах складання кількох пружних хвиль, а й при взаємодії полів різної природи.

Оскільки, для утворення суцільної розривної тріщини в міжшпуровому просторі шляхом злиття окремих тріщин розриву від сусідніх отворів загальне напруження від суми статичних і динамічних впливів має бути не меншим 20,0 МПа, а для запобігання утворення у відділюваному блоці зайвих тріщин загальне напруження відриву не має перевищувати 50,0 МПа, приймаємо, що загальне відривне напруження повинно складати 40,0МПа. Маючи на увазі технічно досягнути при застосуванні гідравлічного методу величину статичного тиску або розривного зусилля в шпурі на рівні 30,5 МПа [1], достатнє динамічне розтягуюче напруження для руйнування масиву в міжшпуровому просторі не перевищить 10,0 МПа. При такому динамічному

навантаженні без попереднього утворення статичного поля напружень розривні тріщини поширюються по лінії розриву лише на глибину 2,6 см, але у взаємодії з статикою дозволяють сформувати розривну тріщину в заданому рядом шпурів напрямку.

Бібліографічний список

1. Гребенюк Т.В. Обґрунтування технологічних параметрів статико-динамічного методу видобування кам'яних блоків, Київ 2013.
2. Фоменко О.І. Розробка гідроагрегату для видобутку гранітних блоків та дослідження процесу тріщино утворення в шпурах / О.І. Фоменко // Всеукраїнський збірник наукових праць КНУБА. – К., 2009. - № 73. – С. 30 – 34.
3. Ткачук К.К. Разработка эффективных методов добычи гранитных блоков. Дис. на соискание ученой степени д-ра техн. наук. - Кривой Рог, 1995. - 357с.

УДК 622.831.24.0010

О.О. Вовк, д.т.н., проф., А.А. Борисов, магістр НТУУ "КПІ", м. Київ, Україна

ПРОЯВИ НЕБЕЗПЕЧНИХ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ ПОВЕРХНІ ЗЕМЛІ ПІД ВПЛИВОМ ПІДЗЕМНИХ РОБІТ

Розглянуто перспективні напрями удосконалення методів управління напружено – деформованим станом підроблюваних масивів при прогнозуванні стійкості природних об'єктів та інженерної інфраструктури.

Рассмотрены перспективные направления совершенствования методов управления напряженно – деформированным состоянием подрабатываемых массивов при прогнозировании устойчивости природных объектов и инженерной инфраструктуры.

Україна займаючи 0,5% світової суші, видобуває 5% твердих корисних копалин. Розробка родовищ підземним способом негативно впливає на земну поверхню, викликаючи її осідання, змінюючи ландшафт та інші зміни у геологічному середовищі. Вона супроводжується утворенням пусток в гірничому масиві, порушенням рівномірного напруженого стану і створенням вогнищ концентрації напруг, руйнуванням і зеувами гірських порід навколо пусток.

Прогнозування явищ, супроводжуючих виникнення гірського удару і його наслідків, являє собою складну науково-технічну задачу і вимагає вироблення нових концептуальних і методичних підходів, які містили б в своїй основі врахування всіх основних чинників і базувалися б на досягненнях фундаментальних і прикладних наук, в першу чергу екологічного, механіко-математичного і гірничого профілю. Зокрема, при вивченні характеру дії гірського удару на поверхню Землі, слід використовувати добре розроблену геофізиками теорію рухів сейсмічних хвиль різного походження як в безмежному середовищі, так і на межі середовищ з різко відмінними властивостями, та взаємодії хвиль різних типів з фундаментами поверхневих споруд.

Одним із способів використання вказаних закономірностей при вивченні гірських ударів, наприклад, є оцінка їх параметрів по тротиловому енергетичному еквіваленту. Це дозволяє отримувати початкові дані осередка сейсмічних збуджень і обрахувати характеристики сейсмічних хвиль в масиві і на поверхні. Знаючи параметри їх інтенсивності можна встановити межі безпечної зони на поверхні і при необхідності планувати комплекс сейсмозахисних заходів для об'єктів в межах сейсмонебезпечної

зони. Сейсмічний ефект від гірських ударів впливає на зсувонебезпечні схили, прискорюючи дезінтеграційні процеси і сприяючи формуванню і руху обвальних тіл у зв'язку з порушенням рівноважного стану. Вказані явища викликають необхідність розробки спеціальних інженерно-технічних заходів захисту поверхневих природних об'єктів, будівель і споруд з метою зниження інтенсивності сейсмічних коливань сейсмопоглинаючими екранами або по облаштуванню протизсувних локалізуючих комплексів.

Доповідь визначає перспективні напрями удосконалення методів управління напружено – деформованим станом підроблюваних масивів при прогнозуванні стійкості природних об'єктів та інженерної інфраструктури, діючих та пропозицію нових нормативів за критеріями прискорення і питомої сейсmodинамічної енергії та методів регулювання процесами накопичення і вивільнення пружної енергії в просторі і часі для обґрунтування критеріїв оцінки ударонебезпеки.

Бібліографічний список

1. Вовк А. А., Воеводка А., Кужея Е. Некоторые проблемы экологии в горнодобывающей промышленности. Ч. 6. – К.: Национальный технический университет Украины «КПИ», институт гидромеханики НАН Украины, 1996. – 123–126.
2. Chudek M. Geomechanika z podstawami o chrony srodowiska gorniczego i powiezchni terenu / Chudek M. – Glivice: Wydawnictwo Politechniki staskiej, 2002. – 637 s.
3. Кугель М. Розробка методів прогнозування і попередження зсувів в укосах на підроблюваних територіях: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук / Кугель М. – К.: Ін-т гідромеханіки НАН України, 2002. – 16 с.

УДК 622.323

Пига Л.М., студ., науковий керівник – Шевчук Н.А., доц., Національний технічний університет України «КПИ»

ПРОБЛЕМИ ВИДОБУТКУ НАФТИ І ГАЗУ В УКРАЇНІ

Natural gas is widely used as a fuel for thermal power plants that produce electricity and heat for large cities in the production of building materials, as well as longer consumed by industry of Ukraine.

Природный газ широко используется в качестве топлива на теплоэлектростанциях, которые производят электрическую и тепловую энергию для крупных городов, в производстве строительных материалов, а также больше потребляется промышленностью Украины.

На території України відкрито 126 нафтових родовищ з промисловими запасами, які розташовані в трьох географо-геологічних регіонах на території 10 адміністративних областей:

1. Прикарпатський прогин, або західний регіон (Івано-Франківська, Львівська, Чернівецька області) – 40 родовищ.
2. Дніпровсько-Донецька западина, або східний регіон (Чернігівська, Сумська, Полтавська, Харківська, Дніпропетровська області) – 76 родовищ.
3. Причорноморсько-Кримський, або південний регіон (Одеська область і АР Крим) – 10 родовищ.

Незважаючи на те, що східний регіон відкритий практично в післявоєнний період, його частка в поточному видобутку є вирішальною і складає близько 75%. У західному регіоні видобувається трохи більше 20%, а інше – в південному регіоні (Крим).

Визначальною особливістю запасів нафти України є належність їх основних обсягів до найбільш низької промислової категорії C1, прогнози щодо якої характеризуються і найнижчою надійністю й підтвердженням в процесі розробки родовищ.

З наявних поточних запасів нафти, що видобуваються, 71,5%, або 104,77 млн. т, належать до категорії C1 і лише 28,7% (42,25 млн. т) – до вищих категорій A+B.

Зазначимо, що існуюча класифікація запасів і ресурсів дуже недосконала, не відповідає вимогам, які діють у передових нафтогазовидобувних країнах світу, і вимагає заміни [1].

Можна виділити наступні основні причини зниження видобутку нафти в Україні:

- Різке скорочення, особливо за останні шість років, об'ємів пошуково-розвідувальних робіт. Тому в Україні за останні 15 років не відкрито не лише великих родовищ, але і навіть середніх за запасами (понад 10 млн. т). Нові родовища, відкриті за останні роки, мають незначні запаси і внаслідок великих глибин, низьких дебітів і малої кількості бурових свердловин не можуть істотно вплинути на загальні обсяги видобутку.

- Виснаження запасів більшості родовищ, і перш за все основних, внаслідок тривалої їх експлуатації – від 20–30 до 100 років і більше. Запаси основних родовищ виснажені на 85–95%.

- Зменшення об'ємів і зниження ефективності експлуатаційного буріння.

- Низька надійність сировинної бази. Основні промислові запаси нафти на 71,3% складає найнижча промислова категорія C1, надійність прогнозів щодо якої (погрішність) може досягати 30–50%. За останні 15 років в промислове освоєння нові родовища передаються виключно із запасами категорії C1.

- Списання, поряд з приростом запасів, які не підтвердилися в процесі тривалої промислової розробки.

- Постійне погіршення структури запасів (впродовж багатьох десятиріч років у першу чергу видобувалися ті, доступ до яких був більш легким).

Зниження обсягів видобутку нафти пов'язане переважно з великим виробленням запасів на основних родовищах, вступом їх у пізню стадію розробки, яка характеризується різким зростанням заводнювання продукції і зменшенням дебіту бурових свердловин, а також з тим, що за останні роки в Україні не відкрито практично жодного великого нафтового родовища. Введення в розробку невеликих за запасами родовищ не змогло компенсувати природного зниження видобутку нафти на основних родовищах, а лише дозволило не набагато зменшити загальні темпи падіння видобутку нафти. За період з 1960 по 1995 рр. введено в розробку 72 нових нафтових родовищ, але істотного впливу на збільшення видобутку нафти вони не зробили [2].

Динаміка видобутку нафти і газу в Україні в післявоєнний період, коли були відкриті найбільші за запасами родовища і досягнуто найбільш високі обсяги видобутку за всю історію, є характерною і показовою та може бути прирівняна до динаміки експлуатації будь-якого нафтового родовища. Для неї, так само як і для окремого родовища, чітко виділяються чотири стадії.

Перша стадія – різке зростання видобутку за рахунок значного збільшення обсягів глибокого геологорозвідувального буріння, яке зумовлює істотний приріст запасів, відкриття нових високопродуктивних родовищ та їх інтенсивне освоєння.

Друга стадія – досягнення максимального видобутку в період відносної його стабілізації, коли річні об'єми відрізняються в межах $\pm 5\%$.

Третя стадія – період різкого падіння видобутку із-за завершення розбурювання експлуатаційними свердловинами основних родовищ відповідно до проектів їх розробки, виснаження запасів на 60–80% і відсутності нових аналогічних родовищ, які могли б компенсувати падіння видобутку на основних старих родовищах.

Четверта – завершальна стадія характеризується подальшим падінням видобутку нафти внаслідок виснаження запасів і відсутності нових родовищ при значному зменшенні темпів падіння (до 1–5% на рік). Абсолютні величини видобутку порівняно малі.

За останніми оцінками фахівців, потенційні нерозвідані ресурси нафти на суші складають більш ніж 780 млн. т. Це надійна основа для нарощування розвіданих запасів нафти, яка дозволяє на основі вказаних ресурсів вирішувати питання швидкої стабілізації рівнів видобутку нафти в Україні і можливого його зростання. Ці оцінки підтверджують і геологічні передумови.

Роль нафти і газу в розвитку економіки. Нафта, газ і продукти їх переробки мають величезне значення сьогодні для функціонування економіки і життя населення, і матимуть ще більше значення в перспективі.

У процесі переробки нафти, як вже зазначалося, отримують автомобільний бензин різних марок, дизельне паливо, мазут, освітлювальний газ, пічне паливо, нафтобітум, електродний кокс, моторні й індустріальні мастила, пластичні мастила і змащувально-охолоджуючі рідини, парафіни, розчинники (бензол, толуол), етилен і т.п.

Природний газ широко використовується як паливо на теплоелектроцентралях, які виробляють електричну і теплову енергію для великих міст, у виробництві будівельних матеріалів, комунально-побутовому господарстві, а також найбільше споживається промисловістю України, зокрема металургійною, цементною і хімічною (мал.1.1). Остання використовує газ як сировину для виробництва мінеральних добрив, отримання етилену і пропілену, з яких виробляють пластичні маси, синтетичний каучук, штучні волокна і т.п. Застосування природного і супутнього нафтового газу дозволяє істотно спростити і прискорити безліч важливих технологічних процесів [3].

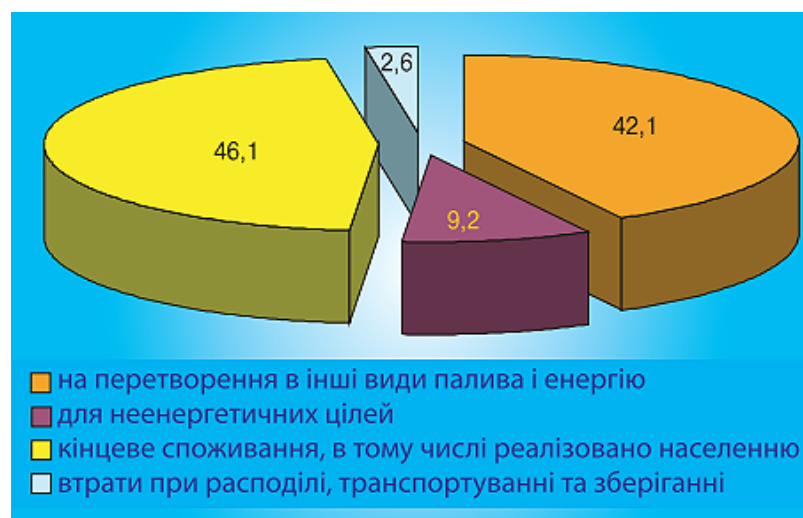


Рис. 1. Структура витрат природного газу за напрямками споживання

Обсяги видобутку газу в Україні, 2014 рік.

Показники	2 014р.	2 013р.	2014 р. до 2013 р. %
1. Видобуток газу, всього, млн. куб. м			
у тому числі:	19807,8	19348,8	102,4
1.1 НАК "Нафтогаз України"	16850,0	17013,6	99,0
ПАТ "Укргазвидобування"	15112,9	15110	100,0
ПАТ "Укрнафта"	1737,09	1903,57	91,3
1.1 Інші підприємства	2957,77	2335,20	126,7
ПрАТ "Нафтогазвидобування"	750,498	505,712	148,4
ТОВ "Енерго-сервісна компанія"Еско-Північ"	584,935	433,233	135,0
ТОВ "Перша українська газонафтова компанія"	75,480	2,252	3351,7
ТОВ "ПАРІ"	23,419	16,207	144,5
ТОВ "Надрагаз"	7,712	8,007	96,3
ПрАТ "Техноресурс"	0,003	0,011	27,3
ЗАТ "ТИСАГАЗ"	20,343	7,762	262,1
ТОВ "КУБ-ГАЗ"	336,047	282,137	119,1
ЗАТ "Природні ресурси"	252,748	294,287	85,9
ТОВ "Східний геологічний союз"	11,868	12,806	92,7
СП "Полтавська газонафтова компанія"	248,544	222,487	111,7
ПрАТ "Укргазвидобуток"	116,202	97,630	119,0
Regal Petroleum	57,697	69,261	83,3
ТОВ "Пром-енерго продукт"	18,806	20,420	92,1
ЗАТ "Видобувна к-нія "Укрнафтобуріння"	170,146	136,553	124,6
ТОВ "Сіріу1"	87,175	44,743	194,8
ЗАТ "Пласт"	48,949	39,182	124,9
ЗАТ "Девон"	42,739	46,736	91,4
ТОВ "Сахалінське"	35,990	21,256	169,3
СП "УкрКарпатОйл ЛТД"	29,232	30,168	96,9
СП "Бориславська нафтова компанія"	10,048	10,960	91,7
ТОВ ВКФ "Діон"	5,372	0,813	660,8
ТОВ "Надра-Геоінвест"	4,884		
СП "Дельта"	5,099	5,167	98,7
Каштан Петролеум Лтд.	3,005	3,039	98,9
ТОВ "Рожнятівнафта"	0,001	0,001	100,0
НАК "Надра України"	10,832	24,367	44,5

Висновки. Нафта, газ і продукти їх переробки мають величезне значення сьогодні для функціонування економіки і життя населення, і матимуть ще більше значення в перспективі. Застосування природного і супутнього нафтового газу дозволяє істотно спростити і прискорити безліч важливих технологічних процесів. Зниження обсягів видобутку нафти пов'язане переважно з великим виробленням запасів на основних родовищах, вступом їх у пізню стадію розробки, яка характеризується різким зростанням заводнювання продукції і зменшенням дебіту бурових свердловин, а також з тим, що за останні роки в Україні не відкрито практично жодного великого нафтового родовища.

Бібліографічний список

1. Бакс Карл. Богатства земних недр Пер. с нем., Общ. ред. и предисл. Г.И.Немкова. – М.: Прогресс, 1986. – 384 с.
2. Зорин Зарич. Энергетические ресурсы мира. Солнечная энергия. Солнечное топливо, 1972. – 396 с.
3. Бучнева В.К. Справочник горного инженера. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 432 с.

ВЛИЯНИЕ ТИОНОВЫХ БАКТЕРИЙ НА КРЕПЛЕНИЕ ТОННЕЛЕЙ МЕТРОПОЛИТЕНА

Наша статья посвящена строительству перегона между станциями метро Шулявская и Берестейская на Святошинско-Броварской линии. В этой статье мы рассказываем о нетипичном случае в истории мирового метростроя. Мы опирались на исследования киевских геологов, диггеров и инженеров метрополитена.

Каждый день тысячи киевлян и гостей столицы передвигаются с помощью метрополитена по темным и загадочным тоннелям подземки, не задумываясь и не догадываясь о колоссальных усилиях и невероятных трудностях, которые возникали во время строительства. И нашей целью было приоткрыть эту тайную завесу для всех обывателей.

5 ноября 1971 г. вступил в строй пятый пусковой участок Киевского метро: открылись сразу три станции - "Октябрьская" (ныне "Берестейская"), "Нивки" и "Святошино" (ныне "Святошин"). Это был переходной участок с глубокого на мелкое заложение и перегонные тоннели между "Шулявской" и "Берестейской" сооружались в условиях, которые можно охарактеризовать, как исключительно сложные. Дело в том, что "Шулявская" находится на глубине около 80 м, а "Берестейская" до 20-ти. Кроме всего прочего, поверхность земли над "Берестейской" на 15 м выше поверхности над "Шулявской". В конечном счете перепад высот между станциями составляет порядка 75 м и перегон был построен с очень крутым уклоном 42° (42 м вверх/вниз на 1 км пути). Но не это было самой большой бедой при строительстве. Следствием перехода с глубокого заложения на мелкое практически всегда является необходимость пересечь водоносный горизонт. Здесь их было сразу два: сначала тоннели пересекали мелко- и среднезернистые водонасыщенные пески харьковского и полтавского ярусов, а затем водонасыщенные пески и супеси четвертичных отложений, разделенные слоями бурых и пестрых глин с древними размывами. Мощность (толщина слоя) грунтовых вод полтавского горизонта составляла 45 м, четвертичного - до 25 м. Т.е. практически весь перегон проходит через водонасыщенные грунты.

Проектом предусматривалось вести проходку тоннелей щитовым способом под сжатым воздухом (кессоном) в сочетании с глубинным понижением уровня подземных вод. Протяженность трассы с предварительным водопонижением составляла 800 м. За период с 1966 по 1970 гг. было пробурено 168 водопонижающих скважин и 117 наблюдательных. Однако в силу непонятных на первых порах причин уровень воды полтавского горизонта удалось понизить всего на 10-15 м (вместо 25 м, предусмотренных проектом), причем на достижение этого значения вместо 30 запланированных суток ушло 90. Это потребовало повышения давления в кессонах с 2 атм. до 3 атм., что значительно осложнило проходку тоннелей. Из-за увеличения давления число суточных рабочих смен в забоях было увеличено до 11.

Сантиметр за сантиметром проходчики четыремя кессонными забоями преодолевали плавуну, отвоеывая у стихии будущую трассу. За четыре года, в течение которых шла проходка, было откачено 5,5 млн. куб. м воды. В конце концов тоннели были пройдены и до долгожданного пуска оставалось всего ничего. И тут

внезапно выяснилось, что уже установленные стальные болты (рис. 1), которыми скрепляются чугунные тубинги, оказались изъедены коррозией глубиной более чем на половину своего диаметра. При таких повреждениях о пуске не могло быть и речи, причем болты продолжали корродировать.

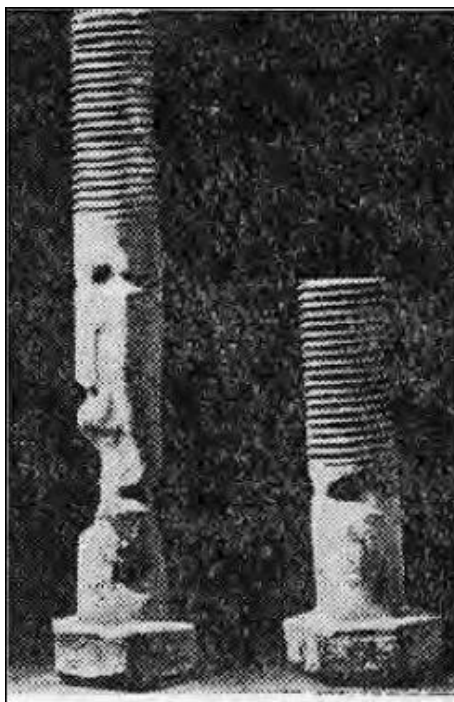


Рис. 1. Внешний вид стальных болтов диаметром 3 см

Быстро выяснилось, что болты были разъедены серной кислотой. Сразу же принялись искать источник на близлежащих предприятиях, но напрасно. Наконец выяснилось, что причиной коррозии стало воздействие на металл продуктов жизнедеятельности тионовых бактерий. Находясь глубоко под землей в состоянии анабиоза, бактерии, внезапно получив большую дозу кислорода, поступающего в грунт из кессона, стали бурно размножаться и разлагать пириты (минерал, который является сырьем для получения серной кислоты), которые содержались в харьковских песках. Следствием этого процесса явилось появление серной кислоты, которая разрушила не только болты чугунной обделки, но и водопонижающие скважины (это одна из причин, почему водопонижение было неэффективным). До этого случая подобное явление не было известно в практике отечественного и мирового тоннелестроения. В результате научных исследований были выработаны рекомендации по восстановлению подвергшейся коррозии обделки тоннелей и даны прогнозы по восстановлению нейтральной среды за обделкой. Из-за коррозии металлических конструкций потребовалось сооружение усиливающей железобетонной рубашки в тоннелях на длине 1 760 м. На этом история с бактериями не закончилась и уже после пуска участка было проведено множество дополнительных работ по усилению обделки и ликвидации последствий коррозии: с 1976 по 1978 г. после 22 часов вечера на злополучном участке неоднократно ограничивалось движение поездов с пассажирами и проводились ремонтные работы. Кроме захватывающей истории о борьбе с тионовыми бактериями, перегон между "Шулявской" и "Берестейской" имеет ряд своих отличительных черт и странностей. Как уже было сказано, уклон тоннеля на этом участке составляет 42°. Это самый крутой уклон на главных путях в Киевском метро. На этом участке обязательно испытывается принципиально новый подвижной состав (в частности, так было с

крюковскими вагонами). Протяженность перегона - 2 230 м, что делает его самым длинным на Святошинско-Броварской линии (рис. 2).

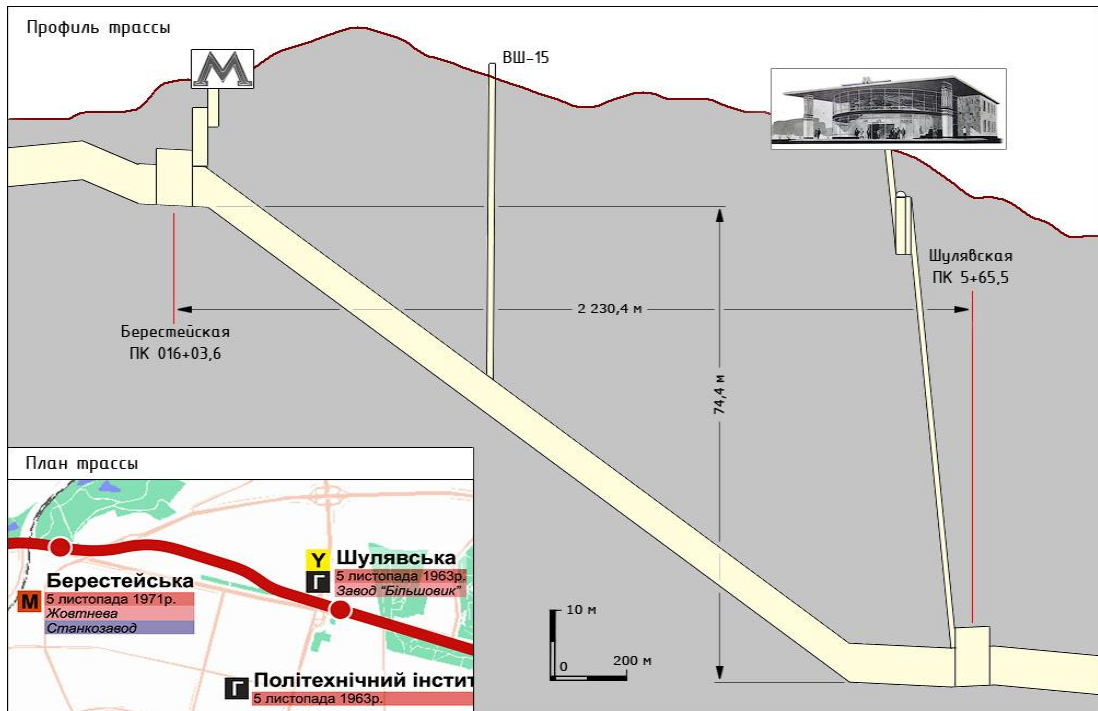
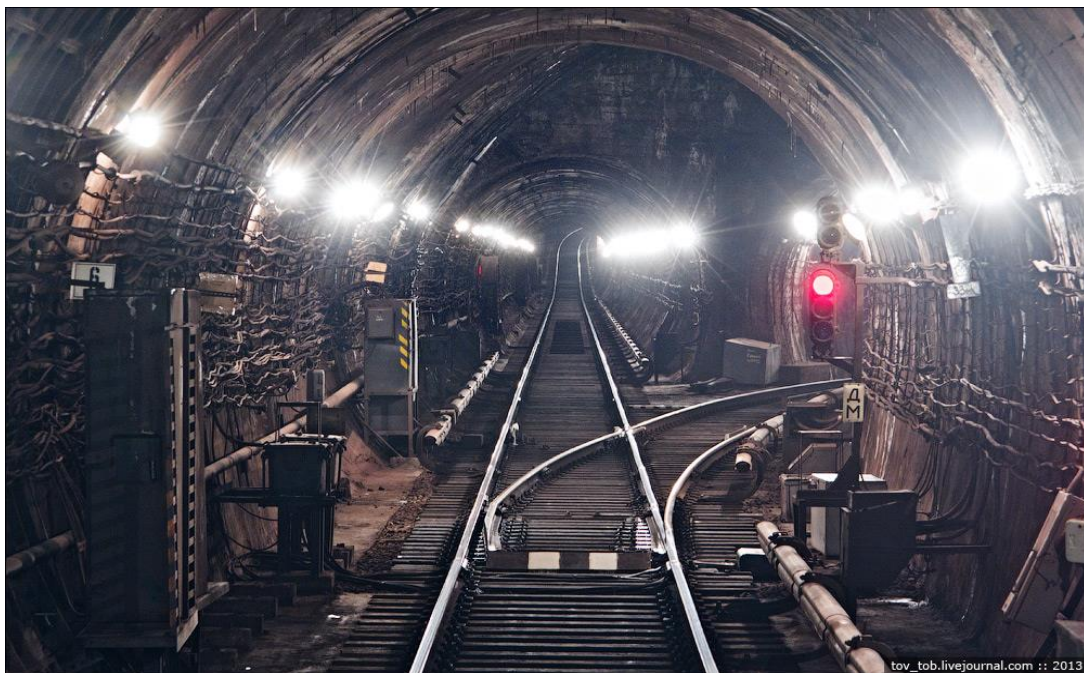


Рис. 2. Протяженность перегона на Святошинско-Броварской линии

В плане трасса имеет странный изгиб, происхождение которого достоверно неизвестно. Распространенное мнение, будто это сделано для того, чтобы уменьшить величину уклона, немного неубедительно, т.к., если бы трасса была прямой, уклон изменился бы слишком незначительно (либо "Берестейскую" пришлось бы сдвинуть всего несколько метров дальше). В 300-х метрах от "Шулявской" тоннели начинают круто уходить вверх (рис. 3).



Табличка на изломе профиля рядом с "Берестейской" (рис.4).. Уклон 42° протянулся на 1772 м. По современным нормам трассу с таким уклоном и протяженностью строить нельзя (максимум 1500 м).



В районе одного из гермозатворов. Из-за того, что на этом участке идет переход с глубокого на мелкое заложение, гермозатворов в каждом тоннеле по две штуки. За зеленым светофором просматривается "Шулявская".



В нашей статье мы сделали вывод о вреде тионовых бактерий на обшивку тоннелей. Рассказали о редком случае в истории мирового метроостроя. Рассказали о укреплении тоннелей метро и технологии усиления.

Библиографический список

1. Архив Киевского Метрополитена
2. <http://tov-tob.livejournal.com/102961.html>

ПЕРСПЕКТИВИ ВИДОБУТКУ ШАХТНОГО МЕТАНУ В УКРАЇНІ

Розглянуто перспективи видобутку шахтного метану в Україні. Наведено основні проблеми практичної реалізації проектів видобутку метану вугільних пластів.

Ключові слова: метан, вугільна промисловість, газодинамічні явища, шахта, вугільний пласт.

Рассмотрены перспективы добычи шахтного метана в Украине. Приведены основные проблемы практической реализации проектов по добыче метана угольных пластов.

Ключевые слова: метан, угольная промышленность, газодинамические явления, шахта, угольный пласт.

The prospects of coal-bed methane in Ukraine. The main problems for practical implementation of projects for the extraction of coal bed methane.

Keywords: methane, coal mining, gas-dynamic phenomena, mine, coal seam.

Нині розвиток вугільної промисловості в Україні знаходиться у безпосередній залежності від успішного вирішення питань дегазації вугільних пластів та боротьби з газодинамічними явищами. Газодинамічні явища – це швидкоплинне руйнування масиву порід під впливом гірничого тиску, що супроводжується короткочасним виділенням газу (метану та ін.)

Збільшення глибин розробки вугільних родовищ веде до ускладнення гірничо-геологічних умов: зниження стійкості виробок, зміни напружено-деформованого стану гірського масиву, збільшення газоносності та викиднебезпеки. Найбільші економічні та соціальні втрати спричиняють газодинамічні явища:

- раптові викиди вугілля, породи й газу;
- гірничі удари, раптові обвалення, прориви газу, видавлення вугілля.

Газодинамічні явища є причиною аварій на шахтах та людських жертв. При переході на більш глибокі горизонти газовий режим гірничих виробок (виділення в них метану та інших газів) стає основним чинником, який суттєво впливає на умови безпеки й стримує темпи гірничовидобувних робіт. З 200 шахт України 87% є небезпечними по газу. Тому при видобуванні вугілля однією з найважливіших проблем забезпечення безпеки робіт є видалення метану з вугільних пластів у місцях розробки й тих, де відбувається або планується підготовка до експлуатації вугільних родовищ.

Окрім створення небезпечних умов праці, загрози здоров'ю та життю шахтарів, виділення метану у повітря викликає значне погіршення екологічного стану довкілля, перш за все забруднення атмосферного повітря та підсилення парникового ефекту. У структурі викидів парникових газів в Україні метан займає близько 35%. Викиди метану в процесі видобутку вугілля складають 80% від усіх викидів метану в енергетиці України. Основними джерелами викидів метану з вугільних родовищ є системи вентиляції та дегазації. Метан вугільних родовищ – це газова суміш, що супроводжує вугільні пласти та вміщуючі породи.

Наприкінці ХХ ст. цією проблемою видобутку метану з вугільних пластів тільки в США займалися науковці бл. 40 університетів, задіяно бл. 100 фірм. Перші промислові спроби використати попутний метан (при вуглевидобутку) провадяться і в Україні, на Донбасі. У промисловості метан застосовують для одержання синтезгазу, ацетилену, хлороформу, чотирихлористого вуглецю, технічного вуглецю та ін.

Продукти неповного окиснення метану є вихідними для виготовлення пластмас, використовуються в органічному синтезі.

Незважаючи на те, що [запаси даного типу газу в Україні оцінюються на рівні 12-13 трильйонів метрів кубічних](#), його практичний дебіт в процесі дегазації шахт в 2012 році склав 370 млн м³, з яких утилізовано всього 160 млн м³. Одночасно, прогнози майбутнього видобутку метану вугільних родовищ становлять від 1 до 10 млрд м³ на рік вже в 2030 році. Наскільки реальним є промисловий видобуток значної кількості метану вугільних родовищ в середньостроковій перспективі з огляду на поточні технологічні, геологічні, економічні та законодавчі умови?

В світовій теорії і практиці метан вугільних родовищ розділяється на шахтний метан та метан вугільних пластів.

Метан вугільних пластів – це метан, що видобувається з вугільних пластів вільних площ вугільних родовищ шляхом буріння вертикальних або направлених свердловин з поверхні, без або із застосуванням гідророзриву або інших заходів із стимуляції видобутку газу. Технологічно видобуток метану вугільних пластів може бути схожим на видобуток інших видів нетрадиційного газу, наприклад, сланцевого, однак здійснюється на менших глибинах із застосуванням меншої кількості рідини для гідророзриву. Основною метою такої діяльності є саме видобуток природного газу, а не дегазація вугільних пластів чи відпрацьованого простору діючих очисних забоїв. Масштабні проекти з видобутку метану вугільних пластів здійснюються в США, Канаді та Китаї. В Україні, проте, метан вугільних пластів не видобувається.

Загалом, протягом останніх 20 років в Україні було здійснено декілька спроб видобування метану вугільних пластів компаніями Iskander Energy, корпорацією «Індустріальний союз Донбасу», ТОВ «КарбонаЕнерго», ТОВ «Екометан» та ін. В цілому, було проведено близько 10 операцій з гідравлічного розриву пласта, проте відповідні свердловини не дали промислових припливів газу.

Практична реалізація проектів із видобутку метану вугільних пластів залежатиме від залучення сучасних технологій, інвестицій та досвіду провідних енергетичних компаній світу. Незважаючи на те, що в Україні видано десятки ліцензій, які дозволяють проводити роботи із вивчення та навіть видобутку метану вугільних пластів, реалізація масштабних проектів виглядає малореалістичною в короткостроковій перспективі, адже стримується відсутністю сприятливих регуляторних умов, високими інвестиційними витратами та собівартістю видобутку, низькою інвестиційною привабливістю України.

У свою чергу, шахтний метан – це метан, що виділяється в процесі видобування вугілля на діючих шахтах. В цьому випадку метан становить небезпеку для шахтарів, через властивість метано-повітряної суміші до самочинних вибухів. Для боротьби з метаном на багатьох шахтах побудовані складні системи вентиляції та дегазації, з метою уловлювання шахтного метану та виведення його на поверхню, за межі шахтних забоїв. При цьому концентрація метану в метано-повітряній суміші складає від 0,5 % у системах вентиляції шахт до 25 і більше % у системах дегазації. Дегазаційні свердловини, є, як правило, горизонтальними або направленими, хоча можливий варіант буріння вертикальних дегазаційних свердловин з поверхні, з метою випереджальної дегазації вугільних пластів. В цьому випадку концентрація отриманого метану може сягати 90 і більше %. Одночасно, на деяких шахтах практикується дегазація відпрацьованого простору діючих очисних забоїв за допомогою вертикальних свердловин з поверхні, для унеможливлення вибухів та міграції метану до робочих частин шахт.

За даними Міністерства енергетики та вугільної промисловості, в 2012 році при видобутку 85,7 мільйонів тонн вугілля було виділено 1,4 мільярда метрів кубічних

шахтного метану. Проте більшість метану через системи вентиляції вугільних шахт потрапила в атмосферу і лише 370 мільйонів метрів кубічних було вловлено системами дегазації, якими обладнано лише 44 шахти із 155. Більше того, тільки 43% із вловленого метану були в подальшому утилізовані для виробництва теплової та/або електричної енергії або спалено на факелі, тоді як решта так само потрапила в атмосферу. Це пов'язано з тим, що лише на 18 шахтах концентрація метану в газоповітряній суміші з дегазаційних установок перевищує 25%, тоді як використання суміші з меншою концентрацією метану заборонено відповідно до правил безпеки.

На сьогоднішній день розвідані запаси вугільного метану складають 314 млрд. куб. м, прогнозні видобувні ресурси – 3 трлн. куб. м, а по деяким оцінкам – 12 трлн. Із виступу Гожики П.Ф. на Парламентських слуханнях: «... Потрібно зосередитись на шахтному метані. Є хороші наробки. Колектив шахти Засядько за це отримав державну премію».

Розроблені та впроваджені сучасні технології на шахтах ім Засядько та ШУ "Покровське" ПрАТ "Донецьксталь", які також претендують на державну премію. Щорічний видобуток на цих підприємствах складає всього 0,2 млрд. куб. м, і це при тому, що кожного року тільки під час видобутку вугілля виділяється більше 1.2 млрд. куб. м метану, який забруднює атмосферу, загострюючи проблему глобального потепління і це абсолютно не турбує екологів, увага яких сьогодні зосереджена на ще не існуючому видобутку сланцевого газу. Необхідно відзначити, що собівартість видобутку шахтного метану набагато нижче ніж сланцевого газу.

Між тим необхідність, можливість та економічна доцільність промислового видобутку метану з вугільних пластів засвідчує досвід багатьох країн. Видобуток його у США досяг - 60, в Австралії - 15, в Китаї – 10 млрд. куб. м на рік. Останнім часом шахтному метанові все більше уваги приділяють навіть у благополучній, з точки зору енергоносіїв, Росії. В Кузбасі щорічно більше \$1 млрд вкладають у метанову проблему та планують збільшити використання шахтного метану до 1 млрд. куб. м на рік, а в подальшому повністю забезпечити ним потреби регіону.

Розуміння того, що метан здатний замінити імпортований газ, серед можновладців є. Про це свідчать документи - Закон України про газ вугільних родовищ та концепція державної цільової програми видобування та використання метану. Проте, немає віри в те, що вони здатні подолати протидію імпорто - залежних сил, які сьогодні вразили всі сфери українського суспільства.

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.

Бібліографічний список

1. Мала гірнича енциклопедія. В 3-х т. / За ред. В. С. Білецького. — Донецьк: Донбас, 2004. — ISBN 966-7804-14-3.
2. В.І. Саранчук, М.О.Ільшов, В.В. Ошовський, В.С.Білецький. Хімія і фізика горючих копалин. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2008. – с. 600. ISBN 978-966-317-024-4

М.С. Скафенко, студ., Р.В. Соболевський, к.т.н., доц., Житомирський державний технологічний університет

ОЦІНКА ПРОСТОРОВОЇ МІНЛИВОСТІ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ СЕРЕДНЬОЇ ДІЛЯНКИ МЕЖИРІЧНОГО РОДОВИЩА ІЛЬМЕНІТУ

Виконана оцінка просторової мінливості структурних та якісних показників середньої ділянки Межирічного родовища ільменіту. Виконано порівняльний аналіз методів інтерполяції просторових даних.

Выполнена оценка пространственной изменчивости структурных и качественных показателей среднего участка Межиричного месторождения ильменита. Выполнен сравнительный анализ методов интерполяции пространственных данных.

The estimation of the spatial variability structure and quality of secondary areas Mezhyrichnoho deposits of ilmenite were made.. A comparative analysis of methods of spatial interpolation data were made.

Вступ. Україна багата на родовища ільменіту і займає провідне місце у видобуванні цього мінералу Ільменіт, або титанистий залізняк - [мінерал](#) класу оксидів і гідроксидів, виду оксидів, з групи [корунду](#)-ільменіту. Цей мінерал широко використовується як в Україні, так і в інших країнах. На кар'єрах ільменіт збагачується і продається у вигляді чорного концентрату. Ільменітового концентрату - дрібнозернистий матеріал природної крупності, чорного кольору, що складається з ільменіту і лейкоксена. Призначається для виробництва зварювальних електродів, губчастого титану та ін. Мінливість показників покладу (МПП) – це зміна значень показників покладу від точки до точки. Числовий вираз МПП не є постійною величиною і залежить від досліджуваного показника, а також методів вимірювання (зокрема щільності розвідувальних точок), тобто відображає ступінь вивченості об'єкта.

Мета роботи. Дослідити родовище ільменіту на кар'єрі №7 Іршанського гірничо-збагачувального комбінату і на основі взятих даних виконати оцінку просторової мінливості якісних показників.

Матеріали і результати досліджень. Об'єктом дослідження є родовище ільменіту. На основі геолого-розвідувальних свердловин в кількості 867 штук побудовано за допомогою графічного редактора Surfer 11 моделі покладу на основі координат свердловин і потужностей розкриття і корисної копалини. Моделі потужності розкриття побудовані трьома методами в Surfer 11. А саме: Inverse distance to a power (рис.1,а), kriging (рис.1,б), data metrics (рис.1,в) і можемо зробити певні висновки.

Розглянувши рис.1, можна сказати, що всі моделі відрізняються між собою і мають певні особливості. Виконаний аналіз одержаних моделей просторової мінливості, показав, що при використанні методу data metrics потужність розкриття є майже не змінна на всьому родовищі, а для методу kriging вона є не постійною і змінюється на кожній ділянці. Також є зона в якій показник потужності набагато вищий ніж в інших ділянках. З рис.1 видно, що потужність розкриття майже постійна, але є ділянки з вищими і нижчими показниками потужності. Як висновок можна сказати, що всі три методи інтерпретують дані, зводять їх в певній послідовності і будують модель за

різними математичними формулами, що дає нам можливість проаналізувати модель по різним показникам.

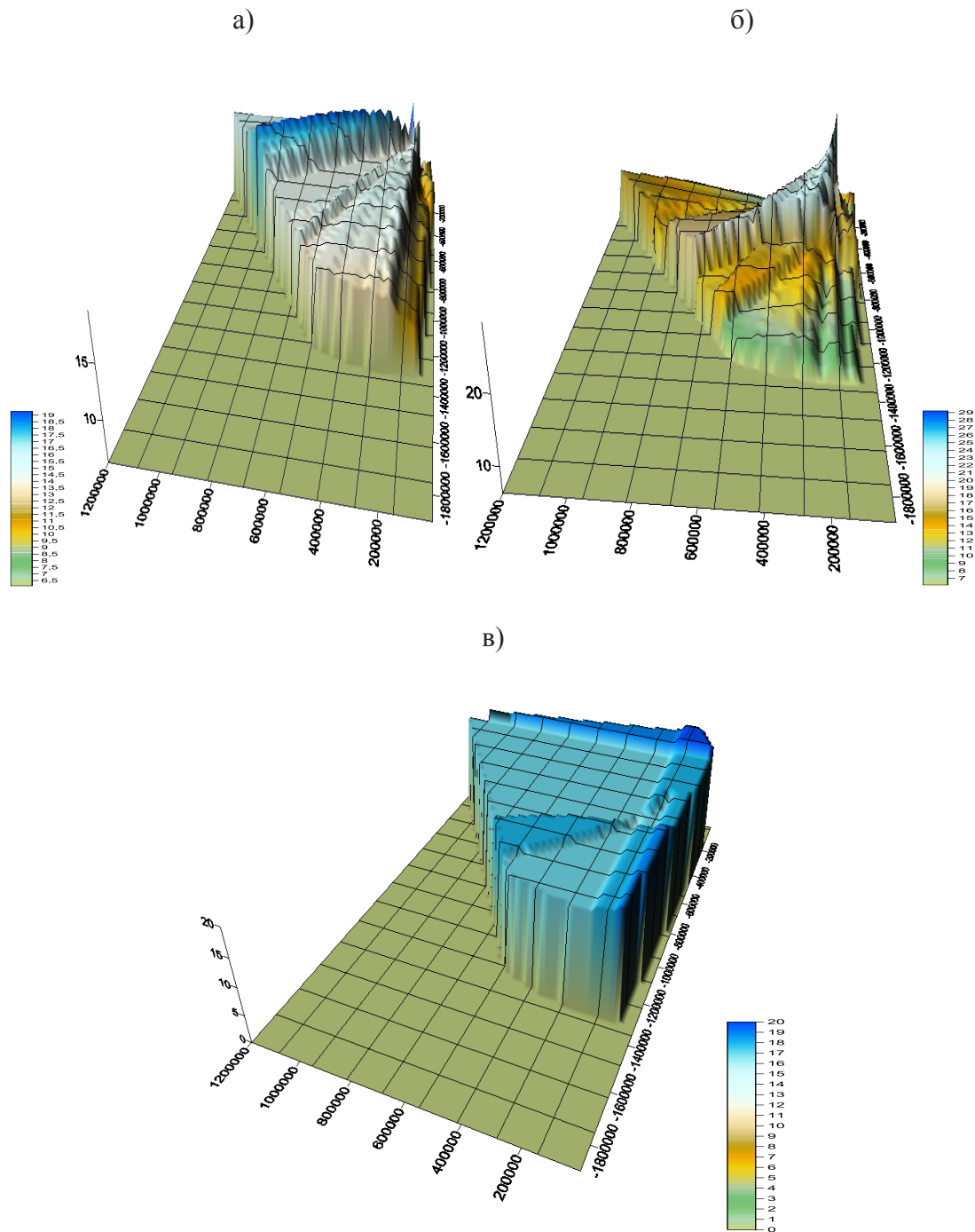


Рис. 1. Об'ємна модель потужності розкриву: а) методом inverse distance to a power б) методом kriging в) методом data metrics

Була побудована модель просторової мінливості потужності корисної копалини за вищерозглянутою методикою, в результаті чого були одержані 3 моделі (рис.2).

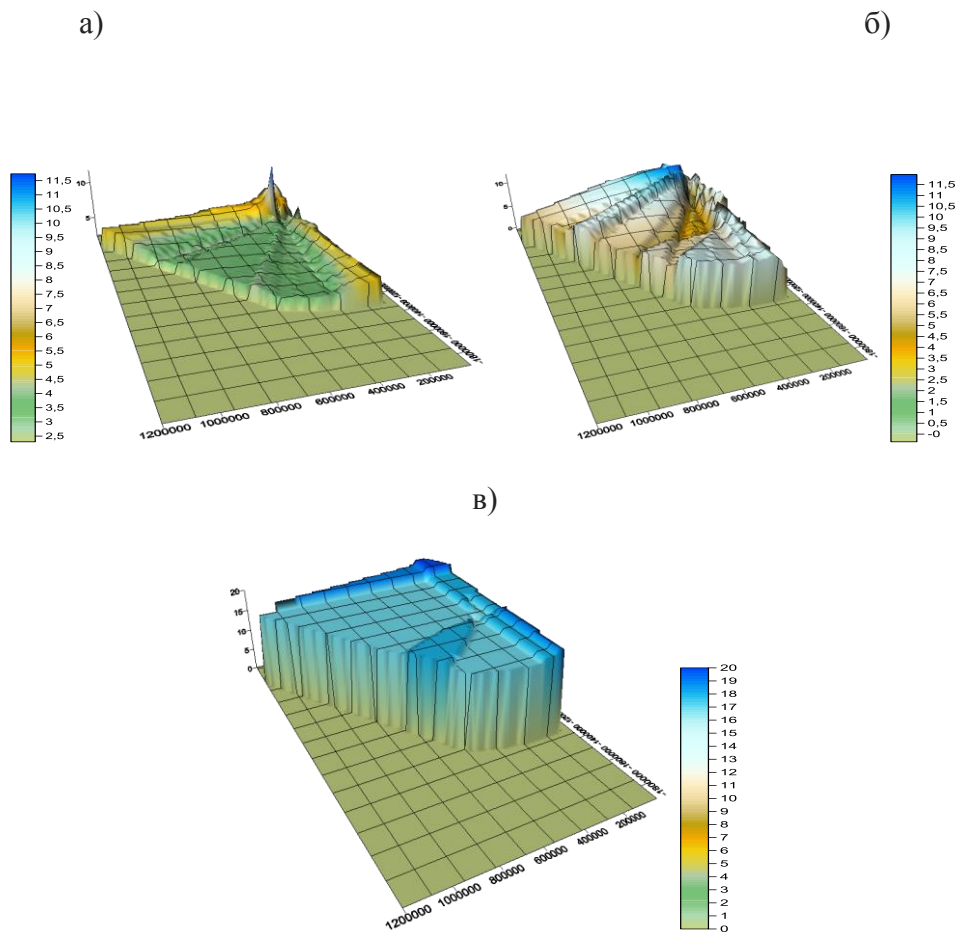


Рис. 2. Об'ємна модель потужності корисної копалини: а) методом inverse distance to a power б) методом kriging в) методом data metrics

Аналогічно до потужності розкриття методом data metrics потужність корисної копалини є майже не змінна на всьому родовищі і навіть не відрізняється від потужності розкриття, хоча по даним геолого-розвідувальних свердловин різницю помітно. Об'ємна модель методом inverse distance to a power нам показує, що потужність корисної копалини значно менша за потужність розкриття, має характерно виражену точку з найбільшою потужністю і дві протяжні ділянку з середньою потужністю. На моделі побудованій методом kriging видно, що потужність різна на всіх ділянках, є зона з великою потужністю 10-12 м. і зона з потужністю меншою ніж середня 2.5-3.5 м.

Крім кількісних показників нам необхідні і якісні показники покладу, а саме вміст ільменіту.

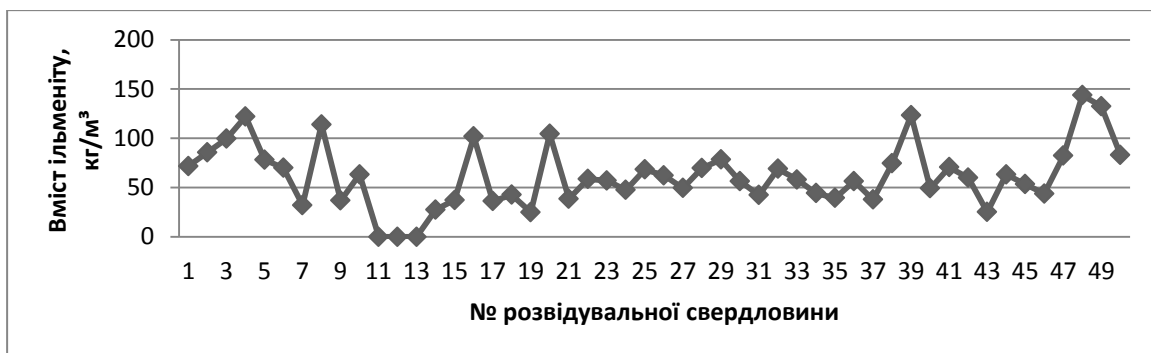


Рис. 3. Графік коливання вмісту ільменіту в покладі за даними розвідувальних свердловин

На основі діаграми вмісту ільменіту по одній із розвідувальних ліній (рис.3) зробили висновок про значні коливання цієї величини по фронті гірничих робіт. Також побудували 3D моделі вмісту ільменіту на родовищі трьома методами (рис.4) і проаналізували зміну якісних показників.

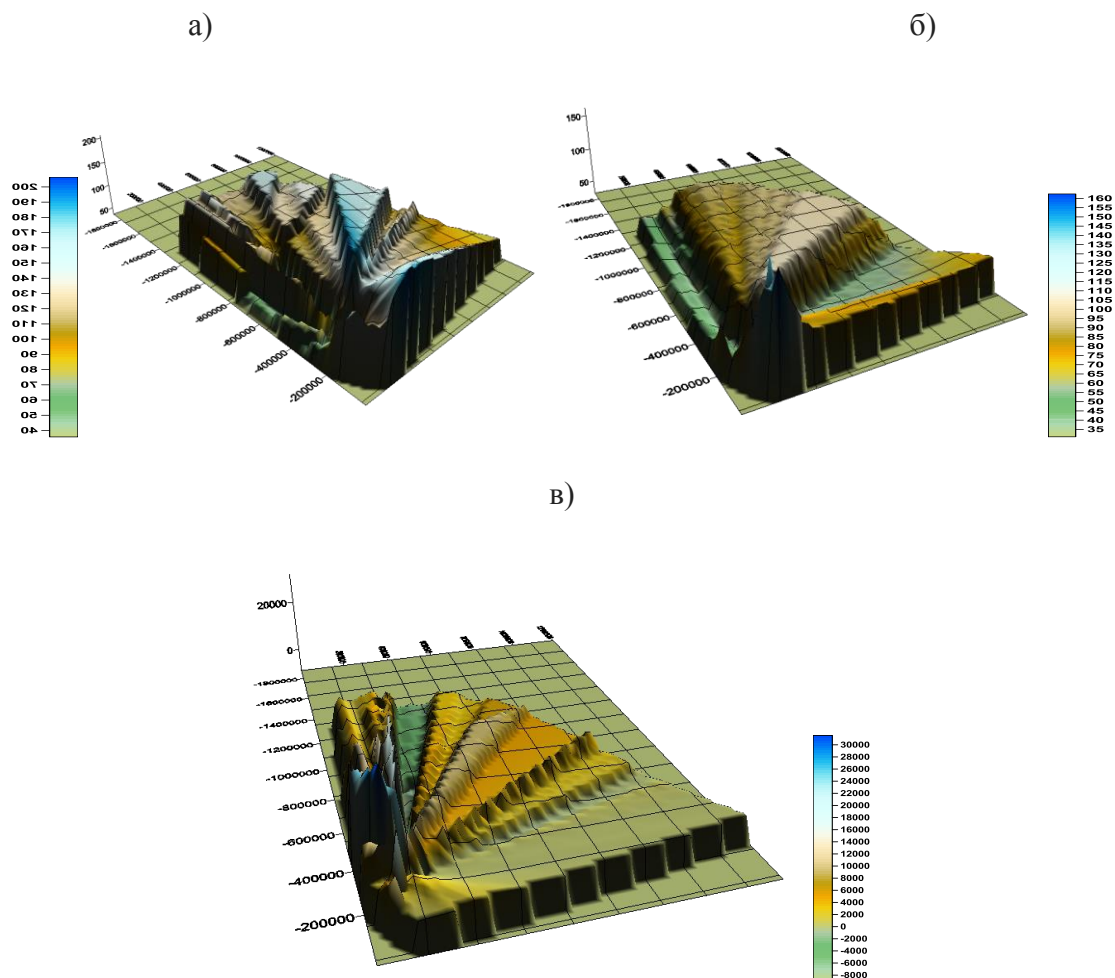


Рис. 4. Об'ємна модель вмісту ільменіту: а) методом kriging б) методом inverse distance to a power в) методом radial basis function

Одержані моделі для всіх трьох методів показали наявність значної мінливості вмісту ільменіту в площині покладу в північно-західному та південно-східному напрямках. Методом inverse distance to a power отримано більш злагожену, рівномірну модель. Але очевидною є необхідність створення трьох альтернативних моделей мінливості якісних показників для детальної оцінки покладу.

УДК 622.235.5

В.О. Шлапак, ст.викл., Соболевський Р.В., к.т.н., доц., Житомирський державний технологічний університет

ВПЛИВ ВІДХИЛЕННЯ ШПУРА ВІД ПРОЕКТНИХ ЗНАЧЕНЬ НА ЯКІСТЬ ПОВЕРХНІ МОНОЛІТУ ПРИ АЛМАЗНО-КАНАТНОМУ РОЗПИЛЮВАННІ ТА РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ЩОДО ЇЇ ПОКРАЩЕННЯ

Проведена оцінка впливу відхилень шпура від проектних значень на якість поверхні моноліту при алмазно-канатному розпилюванні та розроблені заходи щодо її покращення

Выполнена оценка отклонений шпура от проектных значений на качество поверхности монолита при алмазно-канатном резании и разработаны меры по улучшению её качества.

The evaluation of deviations from the design values of the hole on the quality of the surface of the monolith in the diamond rope's cutting and measures to improve its quality developed were made.

Україна за обсягами розвіданих запасів високоміцного декоративного каменю входить до першої десятки світових лідерів. Слід зазначити, що більша частина родовищ знаходиться в межах Житомирської області, яка нараховує близько 150 родовищ, з яких 60 родовищ габроїдних порід. Аналіз сучасного ринку декоративного каменю показує зростання попиту саме на блоки та готові вироби з цієї групи порід. Розробка габроїдних порід передбачає створення площин відокремлення за допомогою алмазно-канатного різання та з використанням тріщинуютьорюючих методів. Реалізація цих технологій неможлива без попереднього виконання бурових робіт, якість яких визначає економічну ефективність видобувного процесу. Отже актуальність дослідження ***впливу якості бурових робіт на ефективність алмазно-канатного різання не викликає сумнівів***

Створення площин відокремлення за допомогою алмазно-канатного різання включає в себе дві основні операції :

- 1) буріння двох або трьох шпурів, які взаємоперетинаються, що в подальшому будуть утворювати отвори для заведення алмазного канату (рис.1).
- 2) власне процес утворення площин відокремлення за допомогою алмазно-канатного різання.

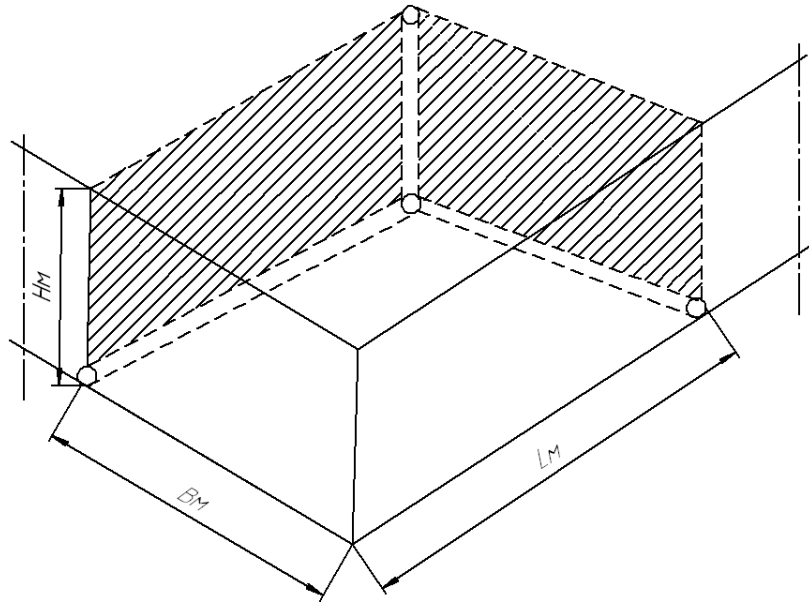


Рис. 1 Схеми буріння свердловин для заведення канату:
 L_m – довжина моноліту; B_m – ширина моноліту; H_m – висота моноліту

Кількість шпурів залежить від кількості площин відокремлення, відповідно для однієї площини необхідно пробурити 2 шпури, для двох площин - 3, і для 3-х - 4. На більшості підприємств житомирської області з економічних міркувань алмазно-канатним різанням створюється лише одна площина відокремлення моноліту.

Для здійснення бурових робіт найбільшого поширення отримали пневматичні верстати різних виробників, технічні характеристики яких представлені в табл.1.

Таблиця 1

Технологічні характеристики пневматичних верстатів для буріння свердловин з метою подальшого заведення канату

Характеристика	Фірма-виробник, моделей верстатів					
	Pellegrini	Perfora	Marini	ООО „Експериментальний завод”		
	Slim Driller	Speedrill	Driller	Каменя	Гемма	Магма
Вага, кг	120	160	120	250	300	600
Витрати повітря, л/хв.	7000	5000	7000-8000	До 6000	До 6000	5000
Довжина бурової штанги, м	1,8	1,5	1 або 1,5	–	–	–
Глибина буріння, м	16	–	20-25	10	20	–
Діаметр буріння, мм	88	90	87-90	50	85	85

Для утворення вільних площин відокремлення використовують канатні машини та власне алмазний канат, конструкція якого наведена на рис.2.

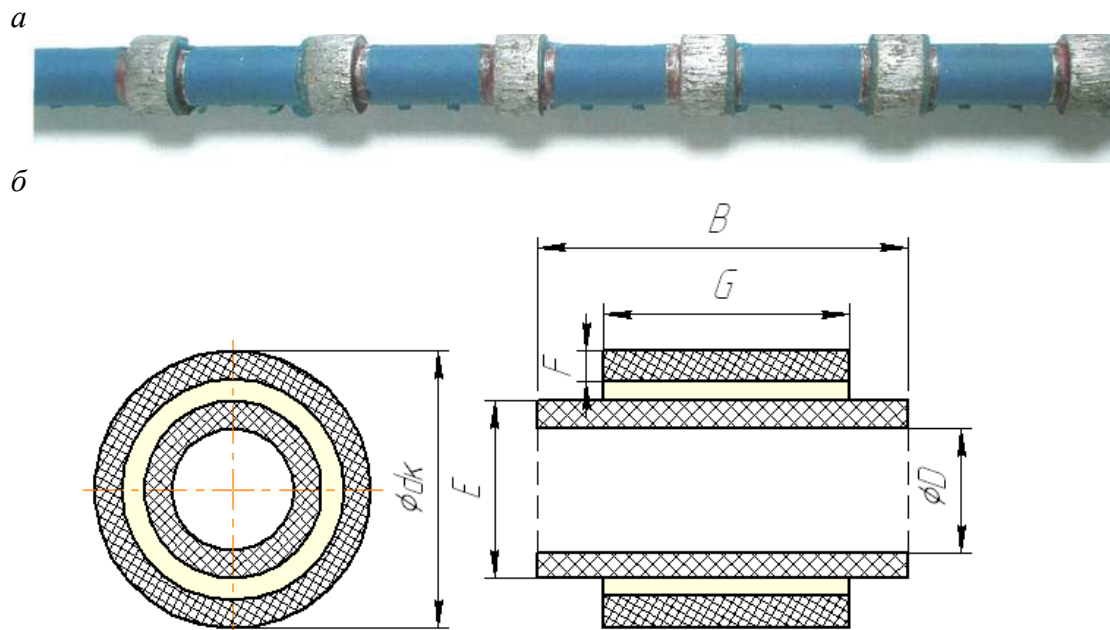


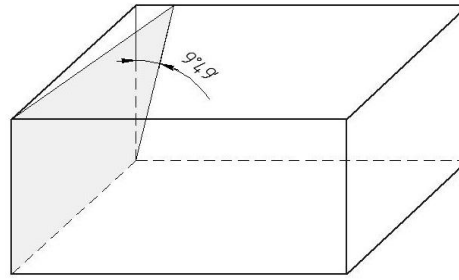
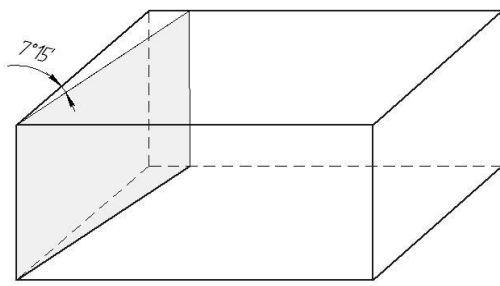
Рис. 2. Конструкція робочого інструменту при алмазно-канатному розпилюванні: *a* – зразок алмазного канату; *б* – конструкція циліндричної алмазної втулки: d_k – зовнішній діаметр втулки, мм; B – довжина втулки, мм; G – довжина алмазного шару, мм; D – діаметр внутрішнього отвору, мм; F – товщина алмазоносного шару; E – діаметр основи; t – ширина зазору між ріжучим канатом і бічними сторонами блоку, м. $t = 0,5$ мм; $S_{св}$ – площа свердловини, яка пробурюється для заведення в масив канату, м²; $L_{св}$ – довжина свердловини, м; n – кількість свердловин, шт.

Дотримання напрямку буріння шпурів суттєво впливає на якість блочної продукції та ефективність алмазно-канатного різання. Відхилення напрямку буріння від запланованого значення призводить до трьох основних негативних наслідків:

- 1) збільшення площі алмазно-канатного різання, а відповідно в питомих витрат алмазного канату, електроенергії та інших ресурсів на одиницю продукції
- 2) погіршення технологічних параметрів процесу алмазно-канатного різання внаслідок відхилення площини шківів канатопильної установки від нормалі до площини моноліту
- 3) кількісні втрати зумовлені косокутністю площини моноліту, що значно зменшує комерційний розмір потенційних блоків.

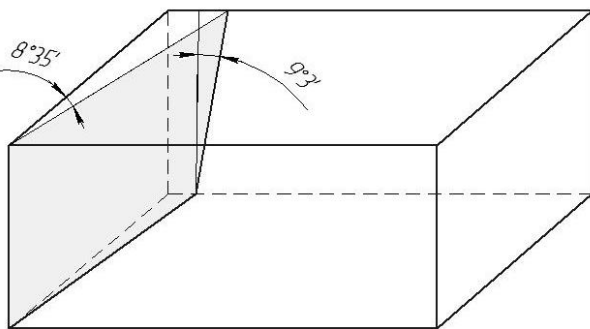
Збільшення площі алмазно-канатного різання зумовлене трьома варіантами відхилень(рис.3):

- 1) відхилення горизонтального шпура
- 2) відхилення вертикального шпура
- 3) відхилення двох шпурів.



А) відхилення вертикального шпура

Б) відхилення горизонтального шпура



В) відхилення вертикального та горизонтального шпурів

Рис.3. Збільшення площі алмазно-канатного різання зумовлене трьома варіантами відхилень

Аналітичні вирази для оцінки додаткових площ різання, які виникають внаслідок відхилень площин утворюючих шпурів для трьох вищезазначених випадків наведені нижче:

1) для випадку відхилення горизонтального шпура:

$$S_{\text{різ дод}} = HB \left(\frac{1 - \cos \beta_{\text{гор}}}{2 \cos \beta_{\text{гор}}} \right)$$

2) для випадку відхилення вертикального шпура:

$$S_{\text{різ дод}} = H \left(\frac{1}{2} \left(\frac{\cos \beta_{\text{вер}} + 1}{\cos \beta_{\text{вер}}} \right) (B + \sqrt{B^2 + (H \operatorname{tg} \beta_{\text{вер}})^2}) - B \right)$$

3) для випадку відхилення вертикального та горизонтального шпурів:

$$S_{\text{різ дод}} = HB \left(\frac{(\cos \beta_{\text{вер}} + 1)(\cos \beta_{\text{гор}} + 1)}{4 \cos \beta_{\text{гор}} \cos \beta_{\text{вер}}} - 1 \right)$$

$\beta_{\text{вер}}$ - кут відхилення вертикального шпура, град;

$\beta_{\text{гор}}$ - кут відхилення горизонтального шпура, град;

H – висота моноліта, м;

B – ширина моноліта, м.

Графічна залежність збільшення площі алмазно-канатного різання від можливих кутів відхилення вертикального шпура представлені на рис. 4.

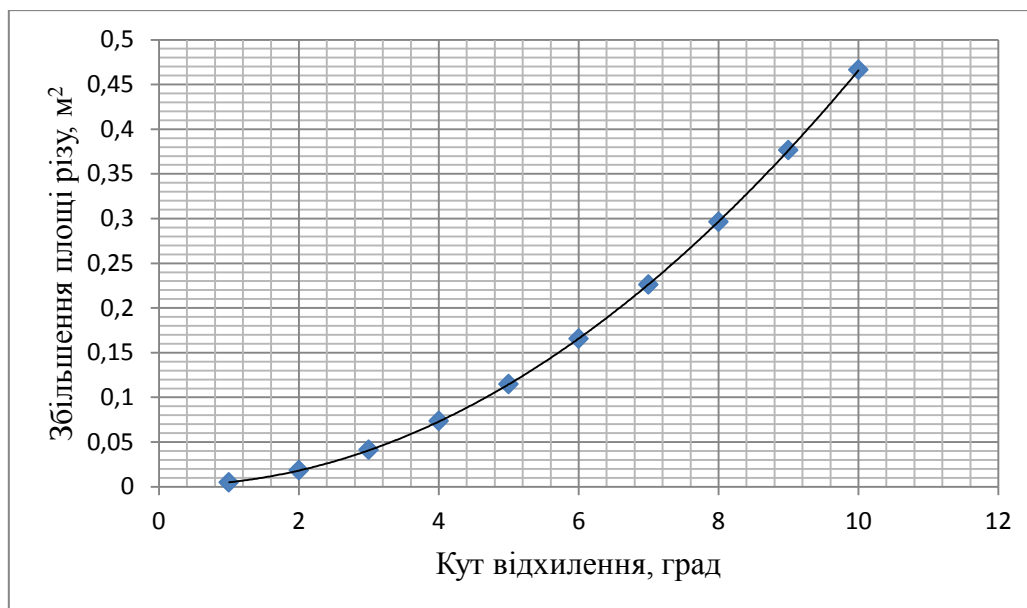


Рис. 4. Графічна залежність збільшення площі алмазно-канатного різання від можливих кутів відхилення вертикального шпура

Аналіз одержаних результатів свідчить про те, що збільшення площі різання для однієї площини відокремлення може досягати 0,5 м², що для умов Осниківського родовища лабрадориту еквівалентно додатковим витратам в обсязі 20 тис.грн. на рік.

Також слід зазначити, що окрім вище перерахованих наслідків, відхилення площини різання впливає на кількісні втрати сировини, а саме корисного об'єму видобутого блоку. Залежність об'єму кількісних втрат від об'єму видобутого блоку з порушеними площинами відокремлення для Осниківського родовища лабрадориту представлена в табл.2. При проведенні даних досліджень використовувались бурильні верстати з різними діаметрами бурових штанг.

Враховуючи, що вартість блоків лабрадориту першої категорії становить 800 дол/м³, прогнозні річні втрати можуть досягати 60 тис. грн. в рік.

Таблиця 2

Показники, що використовувались для визначення кількісних і якісних втрат декоративного каменю Осниківського родовища лабрадориту в залежності від обраного діаметру бурової штанги

Висота моноліту H_m , м	Ширина моноліту B_m , м	Довжина моноліту L_m , м	Діаметр свердловини D , мм	Діаметр алмазного канату d_k , мм	Ширина зазору t , мм	Питомі витрати алмазного шару q , мм/м ²	Об'єм кількісних втрат V_k , м ³	Об'єм якісних втрат V_j , м ³
4	2	7	60	11	0,5	0,033	0,21946	0,012091
4	2	7	70	11	0,5	0,033	0,225081	0,011989
4	2	7	85	11	0,5	0,033	0,235399	0,11837
4	2	7	90	11	0,5	0,033	0,239340	0,11786
4	2	7	100	11	0,5	0,033	0,247973	0,11686
4	2	7	120	11	0,5	0,033	0,268233	0,11487

Графічно ця залежність представлена на рис.5.

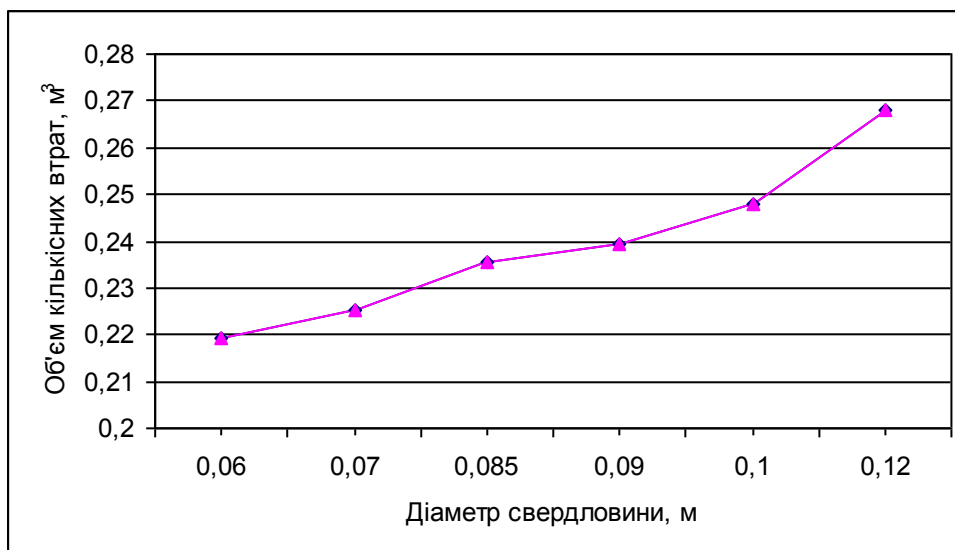


Рис. 5. Графік залежності об'єму кількісних втрат від діаметру свердловини

Отже підвищення точності буріння шпурів для заведення алмазного канату дозволить уникнути надлишкових економічних витрат пов'язаних з підвищеною витратою інструменту та зменшенням комерційного об'єму блоків, та дозволить підвищити ефективність використання алмазних канатопильних установок.

Бібліографічний список

1. Luigi Barazzetti, Marco Scaioni Crack measurement: Development, testing and applications of an automatic image-based algorithm// ISPRS Journal of Photogrammetry and Remote Sensing Volume 64, Issue 3, May 2009, Pages 285–296.
2. Санникова А.П. Изучение связи блочности массива и кусковатости горной массы по фотоснимкам при помощи методов компьютерной обработки// Записки Горного Института, –№190. –2011. –С.301-303.
3. D. Dias-da-Costaa, Jónatas Valençab, Eduardo N.B.S. Júlioa Laboratorial test monitoring applying photogrammetric post-processing procedures to surface displacements /Measurement Volume 44, Issue 3, March 2011, Pages 527–538.
4. S. W. Lawson, G. A.Parker Intelligent segmentation of industrial radiographic images using neural networks/ In Machine Vision Applications and Systems Integration III, Proc. of SPIE, volume 2347, pages 245–255, November 1994.
5. N.Nacereddine, R.Drai, A.Benchaala Weld defect extraction and identification in radiograms based neural networks // in Proc. IASTED International Conference on Signal Processing, Pattern Recognition, and Applications, Crete, Greece, June 2002, pp 38-43.

Самарцев І.В., Орлов М.В., студенти групи ОА-21 кафедра АУЕК, Шевчук Н.А., к.т.н., доц., Вапнічна В.В., к.т.н., доц. НТУУ «КПІ», Київ, Україна

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ РОТОРНИХ ЕКСКАВАТОРІВ, ПРОДУКТИВНІСТЬ І ЗНАЧНІ ПЕРЕВАГИ

В роботі представлено дослідження ефективності роботи роторних екскаваторів, представлені і обґрунтовані їх переваги при виконанні розкривних і видобувальних робіт. Досліджено класифікацію, конструкцію і технічні характеристики роторних екскаваторів.

Вступ. В 1884 американський інженер Ч. Сміт отримав патент на екскаватор с 2 роторними колесами, розташованими симетрично щодо конвеєра. Перший роторний екскаватор був виготовлений в Німеччині в 1916 році фірмою «Humboldt " за патентом французького інженера Г. Швандер. Перші роторні екскаватори в СРСР були створені в майстернях Часів- Ярська кар'єрів вогнетривкої сировини в 1950- х роках, а промислове виробництво почалося в 1958 році. Борис Гудименко машиніст роторного екскаватора, один з учасників бригади Г.І. Мозера, який успішно вперше випробував і впровадив техніку з НДР, а в 1978 році в числі групи інженерно -технічних працівників Екибастузського басейну, отримав Державну премію СРСР. Найбільший у світі 14 200 - тонний роторний ковшовий екскаватор Bagger 293 був змонтований при відкритій розробці бурого вугілля в Гамбахе (ФРН). Його продуктивність 240 тис. м³ вугілля за 24 - годинний робочий день, довжина - 220 м, висота - 96 м, 20 ковшів, ємність ковша - 15 м.

Мета роботи. представити і обґрунтувати ефективність використання роторних екскаваторів, дослідити структуру і технічні характеристики роторних екскаваторів.

Матеріали і результати досліджень.

Екскаватор – найпоширеніший тип землерийних самохідних машин, він призначений для розтину, видобутку, виїмки, розробки ґрунтів, риття котлованів. Машини можуть працювати з гірськими породами, м'якими ґрунтами, копалинами, рудними породами.

Скрізь, де має бути вилучено та перевезено найбільш економічно і ефективно велику кількість корисних порід або звичайної землі, для того щоб отримати найбільш глибокі шари сировини, використовуються найбільші роторні екскаватори. Так, як план шахт, а також особливості гір можуть істотно відрізнятися, екскаватори поставляються в різній комплектації. Відповідно, і їхня робота і управління будуть трохи відрізнятися, але суть виконуваних задач звичайно завжди залишається незмінною. Екскаватори можуть бути з'єднані з конвеєрним спеціальним мостом, а також пов'язані з певним вантажним блоком.

Екскаватори являють собою машини з навісним обладнанням, призначеним для одночасного різання і виїмки ґрунту. Розрізняють одноковшові і багатоковшові екскаватори. Одноковшові – це машини циклічної дії. Вони періодично повторюють одні й ті ж рухи. Багатоковшові виробляють більшу кількість дій, вони можуть бути фрезерними, скребковими і безпосередньо багатоковшовими.

Роторні екскаватори відносяться до багатоковшової техніки та використовуються для розкривних робіт, видобутку ґрунту. Причому і перший, і другий вид робіт вони можуть виконувати або верхнім, або нижнім черпанням. Землерийні машини такого типу використовують для транспортування порід або

копалин, риття каналів, копання траншей, навантаження породи або видалення її у відвал.

Роторний екскаватор має більш високий ККД, а отже, розробка ґрунтів стає менш витратною, але більш продуктивною. Кількість осипок з ковша у таких моделях значно менше, спорожнення ковша краще, а це теж збільшує продуктивність і знижує енерговитрати.

Роторний екскаватор може мати рейково-крокуючий або гусеничний хід. Для видалення або розтину породи, споруди відвалів, вантаження та інших робіт він обладнаний стрілою (висувною або невисувною).

Роторний екскаватор працює з ґрунтом або породою ковшами, які укріплені на колесах (роторі). Ротор, у свою чергу, обертається в тому напрямку, який найбільш ефективно для контакту з забоем. Для верхнього черпання – це напрям збігається з напрямом годинникової стрілки, для нижнього – протилежно.

Виконується на гусеничному чи крокуючо-рейковому ході з висувною або пересувною стрілою і застосовується для розкривних і видобувних робіт верхнім (переважно) та нижнім черпанням; призначений для розробки пластів гірських порід, видалення породи у відвал чи навантаження гірничої маси у транспортні засоби. Застосовується на породах і вугіллі малої й середньої міцності.

Характеристики роторних екскаваторів:

- діаметр роторних коліс - до 18 м
- місткість ковша - до 12 500 л
- продуктивність - більше 10 000 м³ / год
- висота розробки - до 50 м
- глибина копання - до 25 м

Екскаватор складається з основної рами, силового обладнання, трансмісії, ходового обладнання, робочого обладнання та транспортера. На нижній рамі змонтовані двигун з баком для пального, коробка передач, механізм підйому ковшової рами, транспортер, важелі управління. Верхня рама має вигнуті напрямні, на верхні полиці яких спираються ролики, що підтримують ковшову раму, на нижні полиці вигнутих швелерів спираються ролики ковагової рами. Крім того, на верхній рамі розташовані блоки поліспасти підйому та опускання ковшової рами і проміжний вал ланцюгової передачі на поперечний вал ковшового ланцюга.

Для виконання робіт ковшову раму опускають на ґрунт і включають ковшовий ланцюг. Переміщуються ковші зубами і розробляють ґрунт. Зрізаний ґрунт ковшами піднімається в бункер. При огибанні ланцюгів навколо зірок верхнього поперечного валу відбувається перевантаження ґрунту на стрічковий транспортер. При достатньому заглибленні ковшів лебідку механізму підйому загальмовують і включають механізм пересування екскаватора, який передає обертання провідним зірочкам гусеничного ходу.

Застосування роторних екскаваторів: розкривні і видобувні роботи верхнім або нижнім черпанням, видалення породи у відвал, селективна виїмка малопотужних пластів і різносортних пропластків корисної копалини, риття каналів і траншей, загрузка гірської породи, транспортування розкривних порід і корисних копалин, складування матеріалів

За труднощі розробки багатоконшовими траншейними екскаваторами ґрунт підрозділяються на дві групи. За призначенням багатоконшіві екскаватори поділяються на траншейні, кар'єрні і іригаційні; за способом роботи - на екскаватори поздовжнього копання і екскаватори поперечного копання. На відкритих гірничих роботах застосовуються повно-поворотні роторні екскаватори великої продуктивності.

За розмірами відривання траншей екскаватори поділяються на: малі - для риття траншей шириною 0,2-0,5 м, глибиною до 1,6 м; середні - для траншей шириною 0,8-1,1 м, глибиною до 3,5 м; великі - для траншей шириною 1,4; 1,8 і 2,1 м, глибиною до 3,5 м.

Ходовий пристрій екскаваторів для розробки траншей глибиною 1,25 м - пневмоколісний; глибиною 1,6 і 2 м - пневмоколісний і гусеничний; більше 2 м - гусеничний. Продуктивність траншейних екскаваторів становить від 50 до 200 м³/год.

Багатоковшеві ланцюгові екскаватори виготовляються для риття траншей глибиною 1,25; 1,6; 2; 2,5; 4 і 6 м і відповідно шириною 0,15 - 0,25; 0,2-0,4; 0,2-0,5 ; 0,5-1; 0,6-1,2 і "0,8-1,6 м. Екскаватори малої потужності випускаються з ковшами ємністю 20, 30, 50 і 100 л і глибиною копання до 7 м, розкривні екскаватори великої потужності можуть мати ковші ємністю 650-1500 л. Глибина забою, що розробляється такими екскаваторами, досягає 60 м.

Роторні траншейні екскаватори. Екскаватор складається з тягача і робочого органу. Тягачем для екскаватора може бути серійний гусеничний трактор або спеціально виготовлений тягач з вузлів і деталей серійних гусеничних тракторів.

Роторні поворотні екскаватори застосовуються для виробництва великих обсягів розкривних робіт, а також для робіт з видобутку корисних копалин.

Робочим органом такого екскаватора є ротор з ковшами, встановлюваний в кінці гратчастої ферми. Стріли, врівноважується противовантажною консоллю А. Екскаватор має поворотну платформу, що дозволяє вести кругову розробку ґрунтів. Ротори виконуються діаметрами від 2 до 16 м з 6-12 ковшами ємністю до 4500 л.

Ковші ротора ріжуть і набирають ґрунт при обертанні, рухаючись знизу вгору. Зрізати ковшами ґрунт при обертанні ротора і вивантажувати з ковшів на стрічку транспортера, змонтованого усередині ферми (стріли), і далі на відвальні транспортери.

При розробці ґрунту поворотний роторний екскаватор стоїть на місці. Після того як ротор розробить ґрунт по дузі з радіусом, рівним вильоту, екскаватор переміщається по гусеничних візках.

Поворотні роторні екскаватори можуть розробляти ґрунт як вище, так і нижче стоянки машини. Максимальна висота копання в цьому випадку може досягати 50 м, а глибина копання зазвичай складає 0,1-0,2 цієї величини.

Роторний екскаватор Bagger 288.

Bagger 288 — екскаватор, побудований в 1978 році німецькою компанією Kupp для підприємства Rheinbraun. По завершенні будівництва машини за розмірами Bagger 288 перевершив гусеничний транспортер НАСА для транспортування шатлів і ракет Аполлон на пусковий майданчик. До будівлі Bagger 293 був найбільшою самохідною установкою в світі, з вагою 13 500 тонн. Однак Bagger отримує енергію від зовнішніх джерел, тому його було б точніше назвати рухомим апаратом для кар'єрних робіт.

Екскаватор Bagger-288 гігантських розмірів, технічні характеристики якого унікальні, був побудований для віддаленої роботи з видобутку вугілля в Німеччині. Він може підняти близько 240 тисяч тонн вугілля або 240 тисяч кубометрів породи у день, що еквівалентно виритій на 30 м (98 футів) у глибину ділянки площею з футбольне поле. Це є неймовірним для інших екскаваторів, які не зможуть виконати і половину такої роботи за добу. Вугілля, видобуте ним за один день, наповнює 2400 вагонів, що перевозять сировину на заводи по їх переробці. Експлуатація Bagger вимагає 16,56 мегават електроенергії подається ззовні. Це дозволяє йому пересуватися зі швидкістю від 2 до 10 метрів в хвилину (від 0,1 до 0,6 км/год). Шасі його основної секції має 46 метрів (151 фут) в ширину. Велика площа поверхні гусениць гіганта Bagger-288 робить тиск на ґрунт дуже маленьким (17,1 Н/см² або 24,8 фунтів на квадратний дюйм). Це дозволяє екскаватору вільно пересуватися по гравію, землі і навіть траві, не залишаючи значних слідів, що є дуже важливим при роботі з гірськими породами. Спочатку у

даного екскаватора були заплановані колеса для більшої мобільності його руху, але при перших же випробуваннях ця ідея зазнала катастрофічної поразки, так як машина тут же впала, не витримавши власної ваги. Гусениці стали оптимальним рішенням даної проблеми. В майбутньому планується замінити їх на повітряну подушку, що ще більше зменшить тиск на поверхню під екскаватором. Мінімальний радіус повороту Bagger-288 досягає 100 метрів, що є дуже хорошим показником при роботі з корисними копалинами, видобуток яких - надзвичайно трудомістка справа.

До лютого 2001 року Bagger-288 повністю очистив джерело вугілля в шахті Tagebau і став там більше не потрібен. Було вирішено перемістити його в іншу шахту. Через три тижні екскаватор здійснив двадцятидвохкілометрову поїздку в Tagebau Garzweiler, проходячи по автобану 61, по дорозі перетинаючи залізничне полотно і кілька маршрутних ґрунтових доріг. Ця поїздка коштувала майже 15 мільйонів німецьких марок і за допомогою команди із сімдесяти робітників, що здійснюють повний контроль над пересуванням екскаватора. Для переправи через річку були прокладені великі сталеві труби для води, через які вона могла проходити безперешкодно. Зверху їх засипали камінням і гравієм. Була висіяна спеціальна трава, щоб згладити проходження екскаватора з особливо цінною місцевості. Незважаючи на колосальні витрати на пересування Bagger-288, такий спосіб його переміщення був більш економічним, ніж повний демонтаж і переміщення по частинах, що вимагало б багато техніки і ще більше часу.

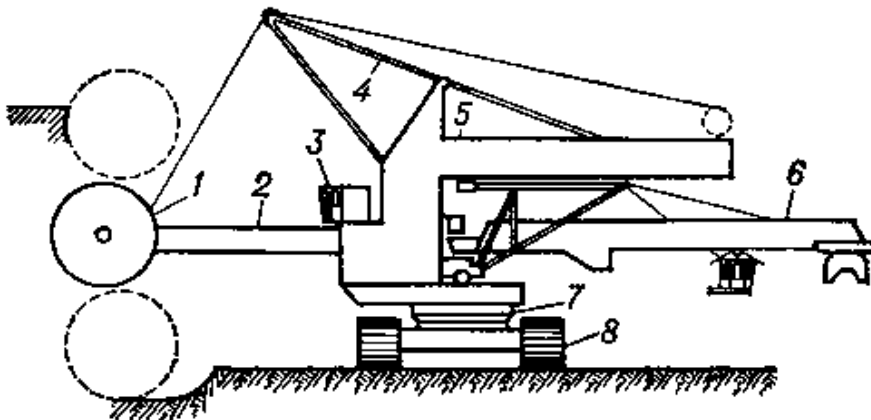


Рис. 1. Схема роторного екскаватора: 1 — роторне колесо; 2 — стріла ротора; 3 — кабіна; 4 — пілон; 5 — верхня споруда; 6 — розвантажувальний конвеєр; 7 — поворотна платформа; 8 — гусеничний ход.

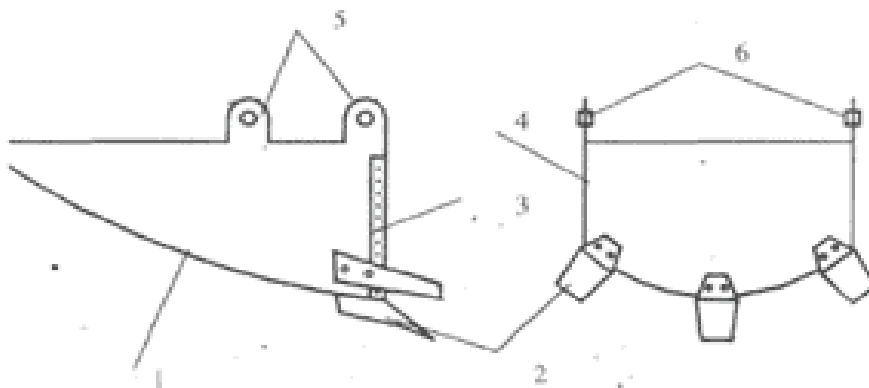


Рис. 2. Ковш багатоковшового екскаватора: 1 - днище ковшу, 2- розрихлюючі зубці, 3- різний периметр, 4- бокова стінка ковшу, 5- отвори для кріплення ковшу до ланцюга або ротора, 6- втулки отворів.

Параметри роторного екскаватора Bagger

Вага	13500 тон
Довжина	240 метрів
Высота	96 метрів
Ширина	46 метрів
Кількість гусениц	12
Ширина кожної гусениці	3,8 метра
Тиск на ґрунт	17,1 Н/см ²
Максимальна швидкість	0,6 км/год
Максимальний нахил підйому	1:18
Двигуни	16 по 1031 КВт кожен
Споживана потужність	16,5 мегават
Діаметр ковшевого ротора	21,6м
Число ковшей	18
Обсяг одного ковша	6,6 м ³
Швидкість обертання	48 обертів за хвилину
Робочий радіус	100м
Продуктивність	10 тисяч кубометрів породи за годину.
Екіпаж	4 людини (два екскаваторщика, координатор стрічкових конвеєрів і глава загону)

Бібліографічний список

1. "Будівельні машини та устаткування" - А. П.Станковський і І. П. Барсів
2. Інтернет сайт "Строй-Техника.ру"
3. "Механічне устаткування кар'єрів" -Р.Ю. Подерни.
4. "Гірські машини та комплекси" - В.А.Бритарев,В.Ф.Замишляев

УДК 622.235

Фролов О.О., д.т.н., доц., Вапнічна В.В., к.т.н., доц., Ващук В.З., маг. НТУУ «КПІ»

ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБОРУ ВИБУХОВОЇ РЕЧОВИНИ ДЛЯ РУЙНУВАННЯ В'ЯЗКИХ СКЕЛЬНИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Розглянуто можливість використання різних типів вибухових речовин при підриванні масивів в'язких скельних гірських порід.

Процес розповсюдження хвиль напружень в масиві гірських порід зазвичай описується лінійною теорією пружності, оскільки вона дозволяє достатньо точно встановити головні особливості поширення цих хвиль в природних матеріалах.

Для розв'язання просторових задач про розповсюдження хвиль напружень, утворених при вибуху подовжених зарядів ВР в роботі пропонується розрахункова схема основою якої є теорія пружності[1], в якій хвильові рівняння руху середовища мають вигляд:

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} - \frac{1}{c_l^2} \frac{\partial^2}{\partial t^2} \right) \Phi(r, z, t) = 0;$$

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} - \frac{1}{r^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2} - \frac{1}{c_t^2} \frac{\partial^2}{\partial t^2} \right) \Psi(r, z, t) = 0,$$

де r – радіальна координата; z – осьова координата; t – час; c_l – швидкість поширення поздовжніх хвиль у породі; c_t – швидкість поширення поперечних хвиль у породі; Φ і Ψ – хвильові потенціали

Оскільки масив гірських порід до вибуху перебував у стані спокою, то початкові умови мають вигляд

$$\begin{cases} \Phi|_{t=0} = \Psi|_{t=0} = 0; \\ \frac{\partial \Phi}{\partial t}|_{t=0} = \frac{\partial \Psi}{\partial t}|_{t=0} = 0. \end{cases}$$

Граничними умовами при вибуху подовженого заряду ВР є:

$$\begin{cases} \sigma_{rr}|_{r=r_0} = -P(z, t); \\ \sigma_{rz}|_{z=0} = 0, \end{cases}$$

де $P(z, t)$ – тиск на стінки зарядної порожнини в цей момент часу.

Остання умова в означає, що на земній поверхні дотичні напруження дорівнюють нулю[2].

Таким чином, маємо задачу Коші – систему гіперболічних рівнянь з початковими і граничними умовами.

Для визначення параметрів хвиль, що виникають на границі розділу середовищ, користуються залежностями між характеристиками детонаційної та ударної хвиль у середовищі, що граничить із детонуючою ВР. Додатковою умовою, що визначає це рішення, є рівність тисків і масових швидкостей по обидві сторони границі розділу.

При нормальному падінні детонаційної хвилі на границю розділу заряд – середовище, залежність, що зв'яже тиск у середовищі з тиском детонації, визначається співвідношенням імпедансів

$$P_{уд} = P \frac{2}{1 + \frac{\rho_{ВР} \cdot D}{\rho_c \cdot D_c}}$$

Для проведення дослідження приймаємо для використання три вибухові речовини, такі як Ігданіт, грамоніт 79/21 та анемікс Р70 (дані ВР наведені в таблиці 1).

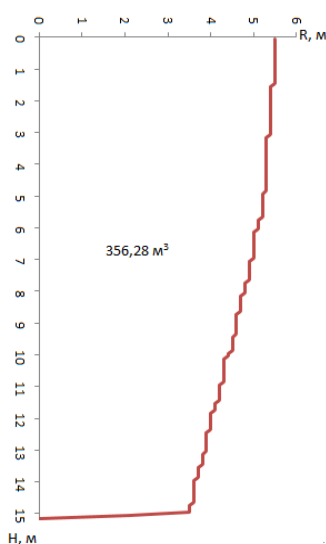
Таблиця 1.

Дані ВР, що використовуються в розрахунках

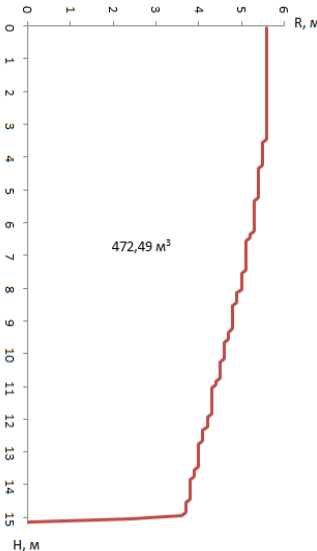
Тип ВР	Щільність заряджання, кг/м ³	Швидкість детонації, м/с	Тиск на фронті ударної хвилі P _{уд} , Па
Грамоніт 79/21	900	3600	1,45·10 ⁹
Анемікс Р-70	1250	5000	3,91·10 ⁹
Ігданіт	900	3200	1,15·10 ⁹

В'язкою породою приймаємо амфіболіт.

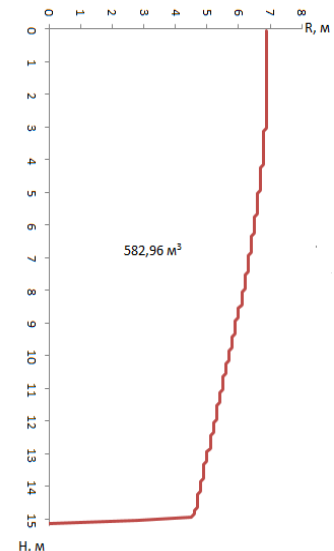
Отже, після проведення розрахунків отримуємо такий вихід руйнування в'язкого масиву:



Підривання амфіболіту ігданітом



Підривання амфіболіту грамонітом 79/21



Підривання амфіболіту анеміксом Р70

На основі отриманих результатів будуємо гістограму – відношення об'ємів руйнування в'язких скельних гірських порід (на прикладі амфіболітів).

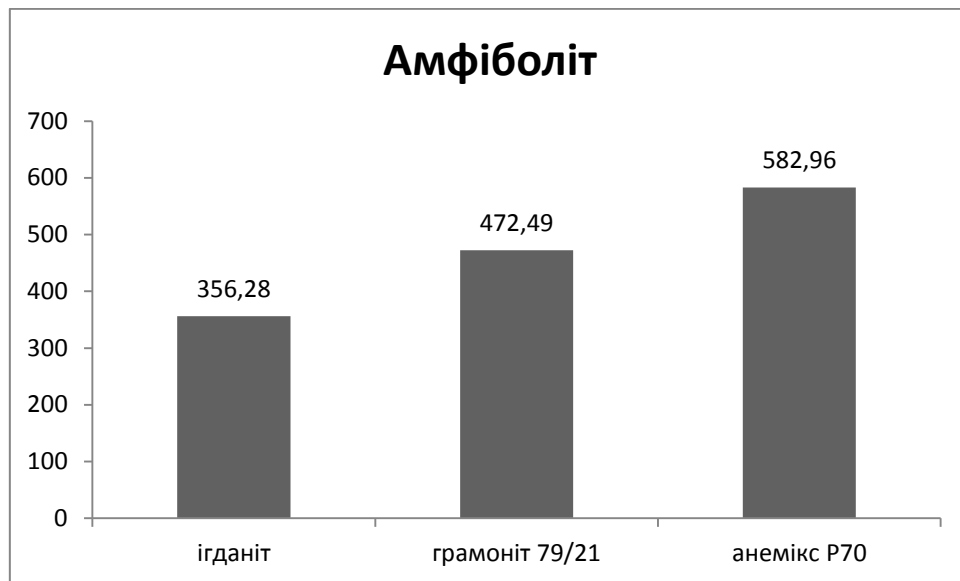


Рис. 1. Гістограма порівняння дії ВР на масив в'язких порід

Згідно отриманих результатів можемо зробити висновок, що при руйнуванні в'язких порід вибухом найкраще використовувати ВР типу ігданіт, для оптимізації використання енергії вибуху, оскільки приріст об'ємів руйнування в'язкої гірської породи (амфіболіту) при використанні Анемікс Р70 складає всього на 23 % більше в порівнянні з грамонітом 79/21 та 45 % в порівнянні з ігданітом, а для порівняння приріст об'єму крихких порід (граніту) становить 79 % в відношенні Анеміксу Р70 до грамоніту 79/21 та 90% при відношенні Анеміксу до ігданіту.

Бібліографічний список

1. Бондарчук В.И., Фролов А.А. Определение напряженного состояния массива горных пород при взрыве скважинного заряда // Вісник ЖІТІ. Технічні науки. – 2003. – № 1(24). – С. 202–204.
2. Новацкий В. Теория упругости. – М.: Мир, 1975. – 872 с.

УДК 622.254 (477.62)

Ю.Ю. Герасименко (магістрант, ДонНТУ), М.О. Григорець (студент, ДонНТУ),
В.І. Каменець (доцент, канд. техн. наук, доцент, ДонНТУ)

ТЕХНОЛОГІЇ КОМБАЙНОВОГО ПРОВЕДЕННЯ ТА РАМНО-АНКЕРНОГО КРІПЛЕННЯ ВИРОБОК ШАХТ ДТЕК «ДОБРОПІЛЛЯВУГІЛЛЯ»

Проанализированы условия комбайнового проведения и поддержания выработок на шахтах ДТЭК «Добропольеуголь». Рассмотрены параметры комбинированного крепления в слабодетаморфизованных породах и возможные пути улучшения состояния выработок.

Analyzed the conditions of the road head tunneling and the workings maintain in DTEK "Dobropillyavugillya" coal mines. Considered the parameters of the combined fixing in slightly metamorphosed rocks and possible ways of improving the workings stability.

Об'єднання «ДТЕК Добропіллявугілля» складається з двох шахтоуправлінь «Добропільське» і «Білозерське» по три шахти: «Білицька», «Добропільська» і «Алмазна» та «Білозерська», «Новодонецька» і «Піонер». Поля розташовані в північно-західній частині Красноармійського геолого-промислового району Донбасу з загальною площею 1900 км².

Вугленосні відкладення містять більше 50 вугільних пластів робочої потужності. Основна промислова вугленосність пов'язана з відкладеннями свит С₂⁵, С₂⁶, С₂⁷, де більше 30 вугільних пластів, з яких більше 10 розташовані на значній площі і мають потужність 0,7 ... 2,6 м. Кут падіння пластів коливається в межах 9 ... 13°.

Балансові запаси кам'яного вугілля в надрах на території району становлять близько 4,5 млрд. тонн. Одна третина запасів представлена дефіцитним коксівним вугіллям. Вугілля малометаморфізованих марок Д, Г постачається на ТЕС. Промислові запаси станом на 01.01.2015 р. перевищують 450 млн. тон. Усі шахти забезпечені достатньою кількістю розвіданих запасів. Практично на кожній з них є резервні пласти або блоки, які можуть бути прирізані до шахт. Середня глибина розробки складає 750 м. Максимальна глибина очисних робіт сягає 1000 м. Всі шахти небезпечні по пилу. Всі пласти безпечні за раптовими викидами. Чотири шахти є надкатегорними по газу і дві - третьої категорії.

Розкриття шахтних полів здійснено, як правило, двома центрально-здвоєними вертикальними стволами і капітальними квершлагами. Схема підготовки шахтних полів - панельна. Порядок відпрацювання запасів - від ствола до кордонів полів. Загальний напірок виїмки ярусів в межах панелі - спадний. Відпрацювання ярусів проводиться, зазвичай, зворотним ходом. Підготовка панелей здійснюється трьома похилими виробками, які проводять по пласту з металевим рамним піддатливим кріпленням.

Підготовка ярусів здійснюється ярусними штреками (конвеєрним і вентиляційним), проведеними по простяганню. Система розробки на всіх шахтах прийнята довгими стовпами по простяганню з довжиною виїмкового стовпа від 700 м до 2000 м.

Число робочих горизонтів коливається від 1 до 3. Інтенсифікація гірничих робіт призвела до суттєвого ускладнення умов розробки на шахтах. Так, за період з 2001 по 2013 рр. протяжність підтримуваних виробок в ДТЕК «Добропіллявугілля» скоротилася на 12%.

Ускладнюючими факторами під час проведення та підтримання виробок є: збільшення глибини робіт, наявність зон впливу численних диз'юнктивних порушень, слабкі бічні породи, схильні до розмокання з втратою міцності та здимання в підшві, табл.1.

Таблиця 1 - Властивості бічних порід основних пластів при водонасиченні

Пласт	Безпосередня покрівля	Безпосередня підшва
	Ступінь зниження міцності при водонасиченні	
$m_5^{I_6}$	Аргіліти, алевроліти 1,0-3,0	Аргіліти, алевроліти 1,5-2,0
m_4^0	Аргіліти, алевроліти 1,3-2,0	Аргіліти, алевроліти 1,4-2,0
l_3	Аргіліти, алевроліти 1,1-2,1	Аргіліти, алевроліти 1,4-1,8
l_1	Аргіліти, алевроліти 1,7-2,2 Пісковик 1,7-2,2	Аргіліти, алевроліти 1,3-2,1 -
k_8^H	Аргіліти, алевроліти 1,2-2,5	Аргіліти, алевроліти 1,1-2,0

Протяжні виробки, як пластові, так і польові, проводяться виключно за комбайною технологією. Проте частка використовуваних комбайнів нового технічного рівня зростає досить повільно, темпи прохідницьких робіт далекі від вимог нормативних документів [1,2]. Слід зазначити, щоправда, вимоги нормативів трохи відірвані від реальної виробничої ситуації. Отже, в травні поточного року досягнуті наступні результати з відповідними параметрами, табл. 2.

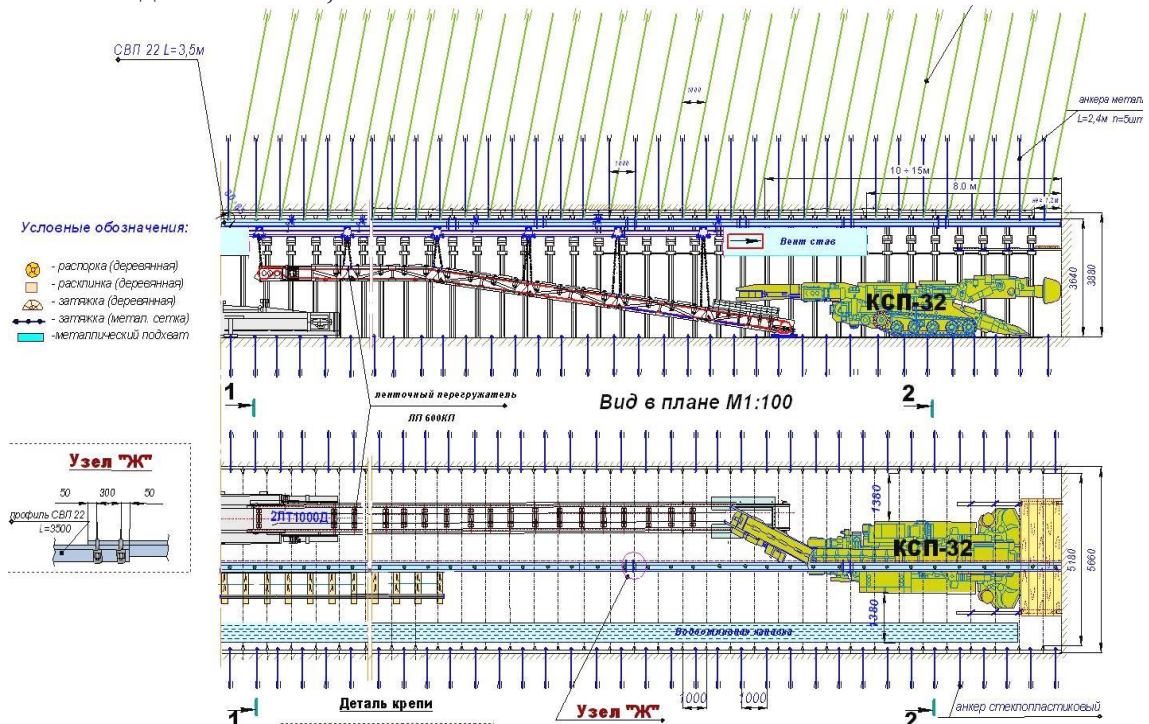
Таблиця 2 - Показники комбайнового проведення по ДТЕК «Добропіллявугілля» за травень 2015 року

№	Шахта	Вибій	Тем-пи, м/доб	Ком-байн	f, од.	K _п , од.	Кріплення/ крок, м	Перетин начорно, м ²	Анкери у перетині, шт	Продуктивність прохідника, м/міс
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Добропілляська	9 півд КШ пл. m ₅ ¹	6,43	КСП32	3	0,69	КШПУ-15,0/0,8	17,8		3,6
2	Алмазна	1 півд ВШ ЮПУ пл. l ₁	5,48	КСП32	5	0,68	КШПУ-15,0/0,5	17,8		3,9
3	Добропілляська	3 півд ВШ похилу пл. l ₃	5,00	КСП32	5	0,75	КШПУ-17,7/0,5	20,4		3,5
4	Алмазна	2 півд ВШ ЮПУ пл. l ₁	4,44	КСП32	5	0,62	КШПУ-20,2/0,8	22,7		2,5
5	Піонер	ВШ 4 півн лави пл. m ₄ ⁰	4,41	КСП32	1,5-8	0,86	КШПУ-15,0/1,0	17,7	3	3,7
6	Новодонецька	5 півн КШ похилу №7 пл. k ₇	4,32	КСП32	2-3	0,79	КШПУ-15,0/1,0	17,7	8	4,1
7	Білозерська	3 півд КШ бр. №3 пл. l ₈	4,31	КСП32	3	0,63	КШПУ-15,0/1,0	17,7	5	3,4
8	Алмазна	1 півд КШ ЮПУ пл. l ₁	3,33	КСП32	4	0,67	КМП А4-18,0/0,5	19,8	7	2
9	Добропілляська	3 півд КШ похилу пл. l ₃	3,33	КСП32	5	0,77	КШПУ-17,7/0,5	21,0	7	5
10	Білозерська	3 півд ВШ бр. №3 пл. l ₈	2,75	КСП32	3	0,56	КШПУ-13,6/0,8	15,0		2
11	Білозерська	Вантажн хідник бр. №3 пл. l ₈	2,19	КСП32	3,5	0,47	КШПУ-15,0/1,0	17,7	5	2
12	Алмазна	Конв квер. 3 півд лави ЮПУ пл. l ₁ Г	2,18	КСП32	5	1	КШПУ-20,2/0,5	22,7		3
13	Добропілляська	Вент. квершлаг 9 півд лави пл. l ₃	2,00	КСП32	3	1	КШПУ-15,0/0,5	17,7		4
14	Новодонецька	3 півн ВШ похилу №1 пл. l ₃	1,67	ЕВЗ160	2-3	0,74	КШПУ-15,0/0,8	17,7	8	3,5
15	Білозерська	Вантажн хідник похилу №3 пл. l ₈	1,67	ІГПКС	3	0,75	КШПУ-15,0/0,8	17,7		3
Середнє значення			3,77							2,65

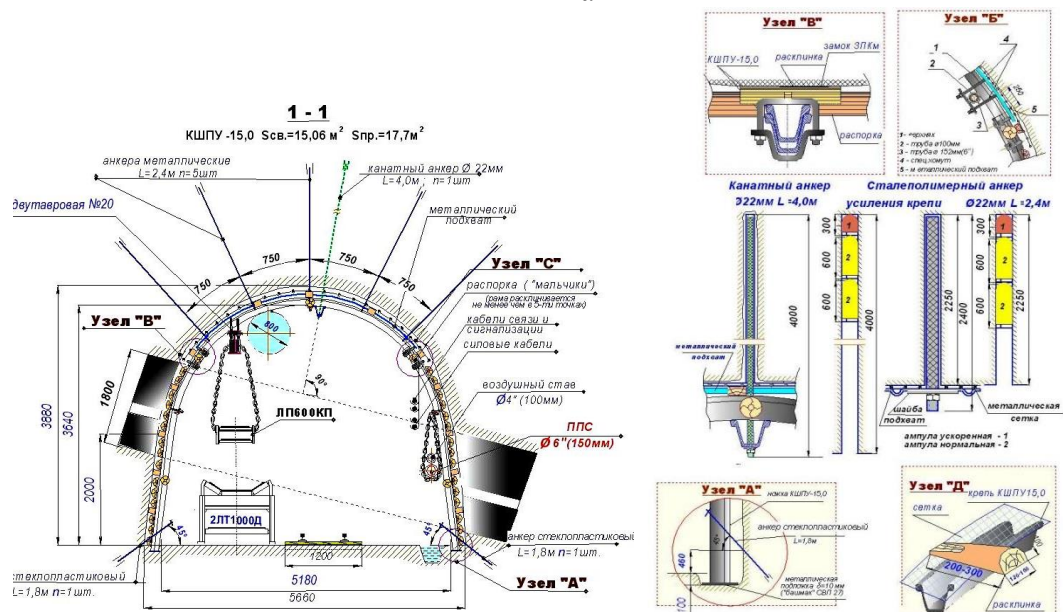
В зазначених умовах підтримання виробок тільки за рахунок рамного кріплення у більшості випадків проблематично. Тому з 2006 року на шахтах впроваджується комбіноване рамно-анкерне кріплення. Обґрунтуванням схем та параметрів анкерів займалися ДонВУГІ, ІГТМ, НГУ, ДонНТУ [3,4]. Породний масив, зміцнений анкерами, дозволяє експлуатувати рамне кріплення в більш сприятливому режимі. До того ж вага одного анкера в комплекті складає близько 20 кг, а рами з СВП в зборі - близько 300 кг. Нагальна проблема – встановлення анкерів безпосередньо у вибої, після виймання чергової заходки, та механізація цього процесу. Зараз на шахтах ДТЕК «Добропіллявугілля» використовуються анкероустановники MQT-120 (Китай) та SUPER TURBO BOLTER (Велика Британія).

Останнім часом розширюється використання анкерів глибокого закладання в дільничних виробках, що дозволяє виключити застосування громіздких та не цілком безпечних гідрофікованих кріплень сполучень. Анкерне кріплення, виходячи з досвіду, також сприяє зменшенню здимання підосви. Схеми анкерування враховують особливості підтримання виробок в масиві слабких порушених порід за умов стовпової системи розробки.

Приклади технологічних схем комбайнового проведення з рамно-анкерним кріпленням наведені на мал. 1, 2.

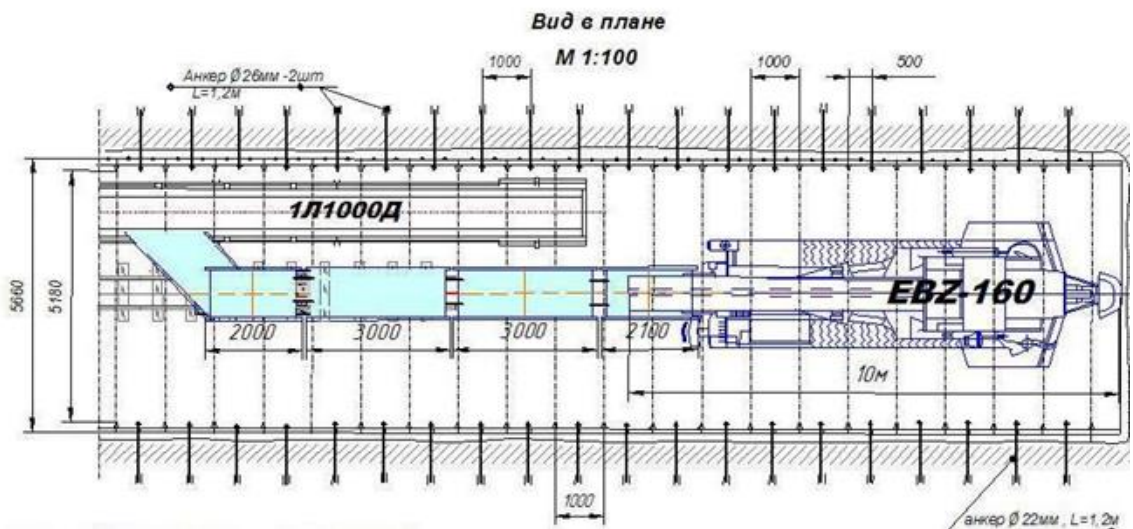


а

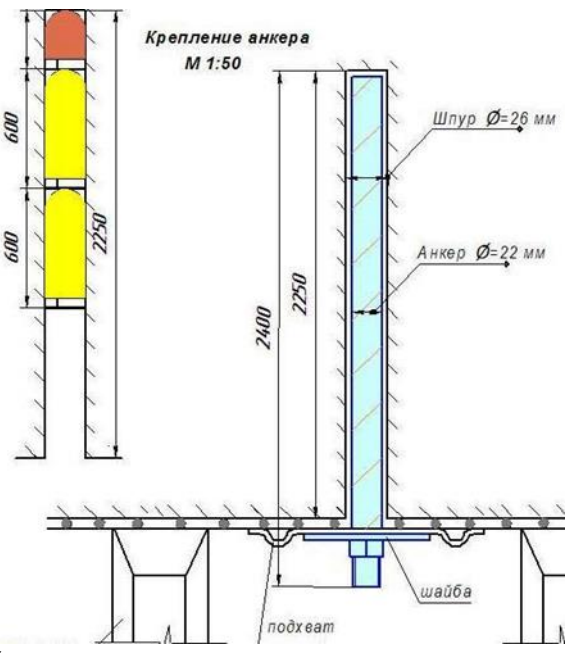
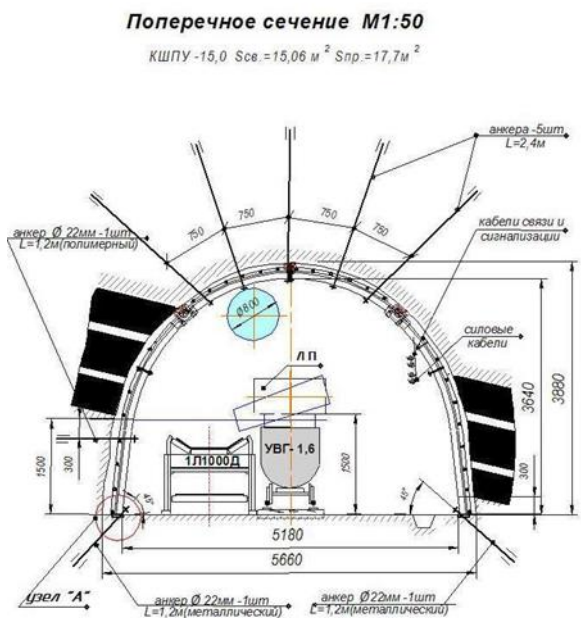


б

Малюнок 1 – Технологічна схема проведення (а), перетин та параметри кріплення (б) штреку з комбайном КСП-32



а



б

Малюнок 2 – Технологічна схема проведення (а), перетин та параметри кріплення (б) штреку з комбайном EBZ-160

Аналіз наведених даних дозволяє визначити шляхи вдосконалення технологій комбай-нового проведення та підтримання гірничих виробок на шахтах ДТЕК «Добропіллявугілля»:

- перехід від комплектів обладнання до комплексів для комбайнового проведення типу КПК1, КПК2, КПК3, розроблених разом з технологічними схемами ДонВУГІ;
- використання комбайнів нового технічного рівня, обладнаних змінними виконавчими органами, підйомниками рам, навісними майданчиками обслуговування [5], навісними та ручними анкеростановниками вітчизняного та закордонного виробництва;
- перехід до використання гвинтової арматури класу міцності 600 МПа діаметром 20 мм. Це дозволить знизити металоємність анкерного кріплення ще на 17%;
- застосування профілів СВП з низьколегованих сталей, що в умовах зростання площ перетину виробок дозволить знизити витрати металу на кріплення;
- ретельне геомеханічне обґрунтування форм перетину виробок, видів підривання порід, схем анкерування, конструкцій кріплення, зважаючи на перспективу застосування комбінованої системи розробки з повторним використанням виробок, яка вже впроваджується на шахті «Білозерська» при відпрацюванні 1 південної лави бремсбергу №3 пл. I₈ гор.550 м;
- застосування для розширення виробок під час ремонту та підривання подошви підривально - навантажувальних машин МПП та МПР з різцевим виконавчим органом.

Бібліографічний список

1. СОУ 10.1.00185790.002:2005 Правила технічної експлуатації вугільних шахт.
2. СОУ-П 10.1.00185790.014:2009 Технологічні схеми відпрацювання газонесних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої.
3. СОУ 10.1.05411357.010:2008 Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги.
4. Методика определения параметров анкерных породо-армирующих систем для обеспечения устойчивости горных выработок: СТП (02070826)(26319481) / Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков и др. Донецк – Доброполье. 2010. 27 с.
5. Тенденции развития конструкций и эксплуатации современного горнопроходческого оборудования / В.Г. Черных, Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова и др. // Горная техника, 2012. № 2(10). С.8-11.

УДК 624.15.001

Фартушний А.С., аспірант, Государственный ВУЗ «НГУ», г. Днепрпетровск, Моркляник Б.В., доц., к.т.н., Национальный университет «Львовская политехника», Украина

ВЛИЯНИЕ РАБОТЫ ПЛОСКИХ КОЛЛЕКТОРОВ ГРУНТОВЫХ ТЕПЛОВЫХ НАСОСОВ НА ДЕФОРМАЦИИ ГРУНТОВЫХ ОСНОВАНИЙ И ФУНДАМЕНТОВ

Виявлені додаткові деформації ґрунтових основаній і фундаментів, в яких розташовані колектори ґрунтових теплових насосів. Сделан вывод о том,

что значения этих деформаций имеют один порядок с их предельными значениями, указанными в нормативных документах

Revealed additional deformation of ground bases and foundations, which are reservoirs of groundwater heat pumps. It is concluded that the values of these deformations are of the order of their limit values specified in the regulations

Введение. Во время работы тепловых насосов (ТН) в режиме отопления происходит охлаждение основания, температура которого может принимать нулевые и отрицательные значения [1, 2, 3]. Вследствие этого имеет место морозное пучение грунтового основания [4], которое приводит к дополнительным перемещениям расположенных на нем фундаментов и, как следствие, изменению напряженно-деформированного состояния (НДС) системы «основание-фундамент-надфундаментное строение».

Поскольку на данный счет в действующих в настоящее время нормативных документах [5] на этот счет нет никаких указаний, нами были выполнены исследования, направленные на выявление влияния обусловленных работой грунтовых ТН дополнительных деформаций фундаментов.

При написании настоящей работы преследовалась цель определить значение дополнительных деформаций основания при морозном пучении грунта, которое имеет место при работе тепловых насосов в режиме отопления. Для этой цели была использована теория подобия [6].

Материалы и результаты исследования. В ходе экспериментальных исследований нами было рассмотрено здание на сплошной фундаментной плите, расположенное на основании, в котором происходит замерзание-оттаивание грунта, обусловленное работой грунтового теплового насоса (рис.1).

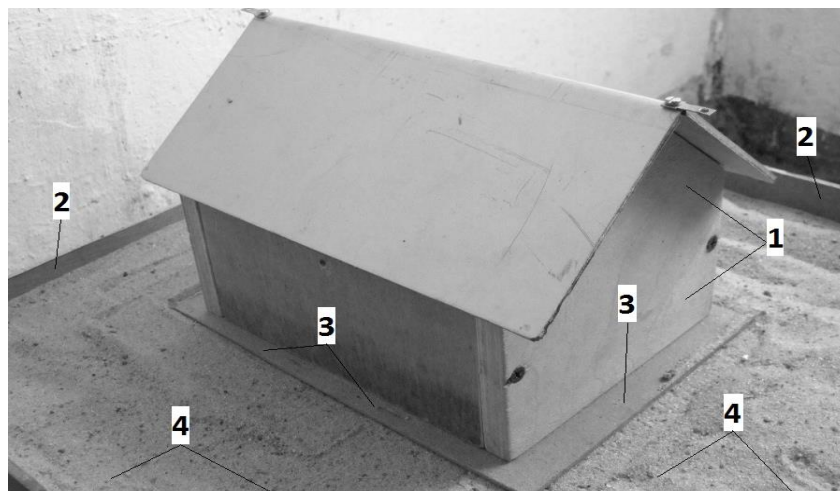


Рис. 1. Схема испытаний. 1 – модель здания; 2 – грунтовый лоток; 3 – плитный фундамент; 4 – грунтовое основание

Область основания, в которой происходит замерзание-оттаивание паровой жидкости, моделировалась с использованием заполненной водой и грунтом эластичной емкости, стенки которой практически не сопротивляются избыточному внутреннему давлению (рис.2).

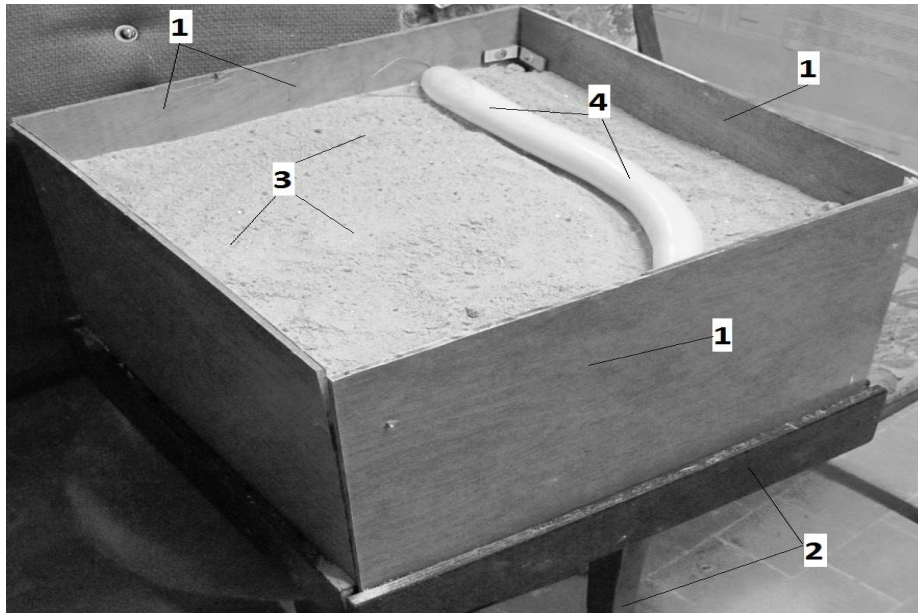


Рис. 2. Подготовка основания к испытанию. 1 – грунтовый лоток; 2 – станина; 3 – грунтовое основание; 4 – заполненная грунтом и водой резиновая оболочка.

Вертикальные перемещения модели здания измерялись с использованием индикаторов перемещений часового типа, которые крепились к специальной реперной системе (рис. 3).

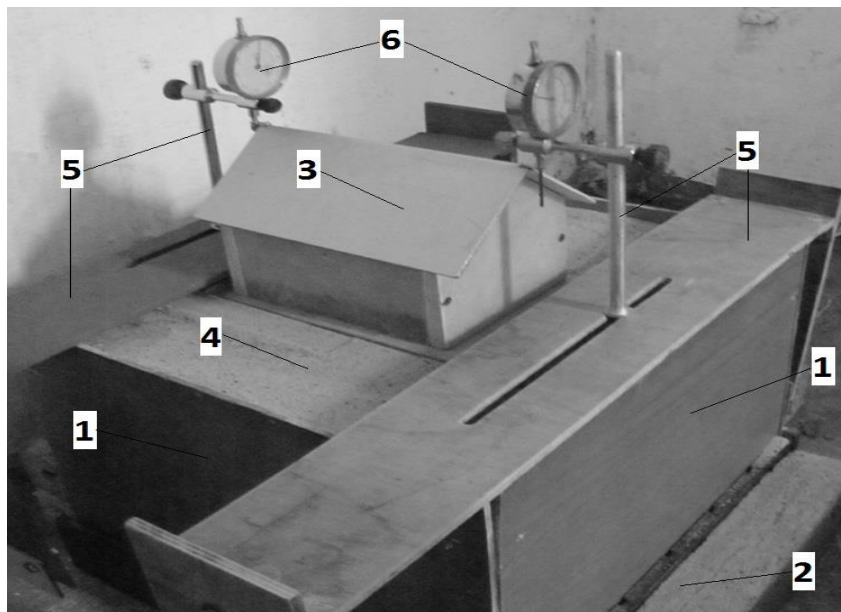


Рис. 3. Схема измерения перемещений. 1 – грунтовый лоток; 2 – станина; 3 – грунтовое основание; 4 – грунтовое основание; 5 – реперная система; 6 – индикаторы перемещения часового типа.

Схема грунтового лотка с расположенным на грунтовом основании зданием представлена на рис. 4.

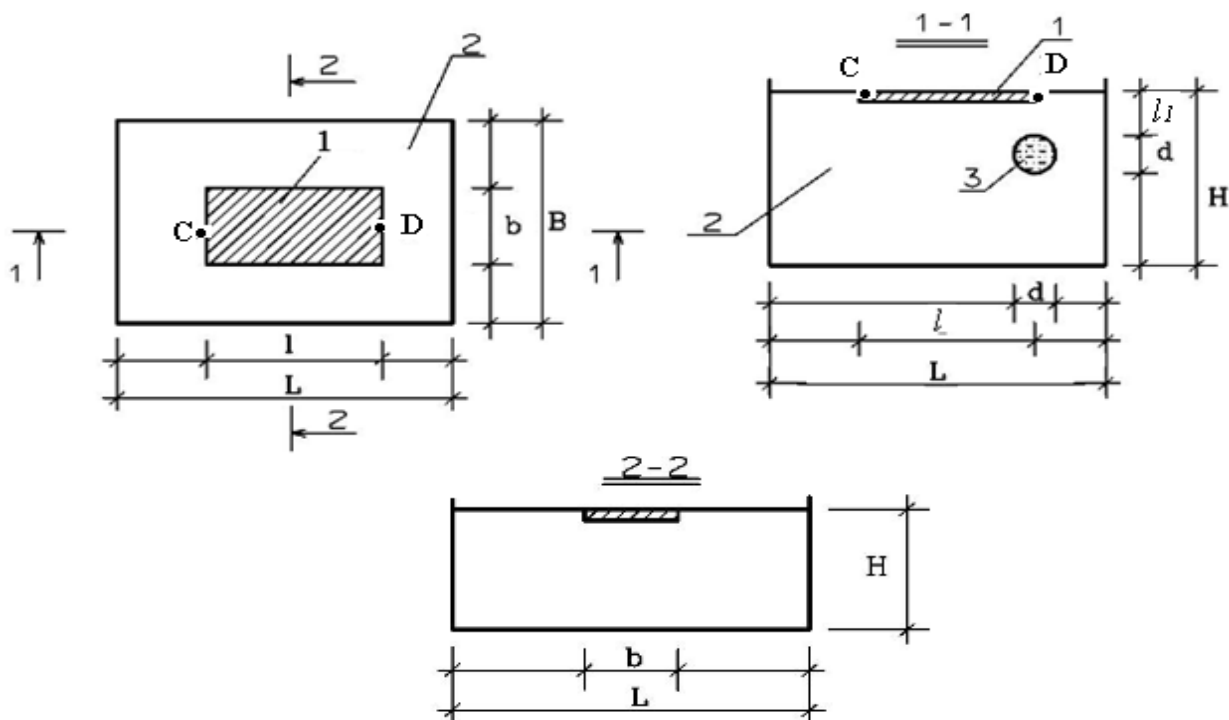


Рис. 4. Схема системы «Грунтовый лоток – основание - фундамент».
Примечание: На данной схеме отсутствуют размеры надфундаментного строения.

Испытания выполнялись в грунтовом лотке с размерами в плане 40x40 см и высотой 30 см в такой последовательности:

1. Вначале была выполнена подготовка песчаного основания до отметки залегания подошвы замерзающей и оттаивающей вследствие работы теплового насоса области (рис. 2).

2. Далее в основание укладывалась заполненная грунтом и водой резиновая оболочка со стенками, слабо сопротивляющимися внутреннему давлению (рис. 2).

3. После этого основание наращивалось до проектной отметки и на него устанавливалась модель сооружения, выполненная из водостойкой фанеры и полимерного композитного материала (рис. 1).

4. Для измерения вертикальных перемещений модели здания была использована специальная реперная система (рис. 3).

5. Далее с моделью здания был помещен в сухую среду с температурой воздуха $t = -14$ °С. Замерзание воды в резиновой емкости привело к морозному пучению основания и как следствие – вертикальным перемещениям точек «С» и «D» расположенной на нем модели здания. Эти перемещения измерялись через 7 суток после помещения экспериментальной установки в климатическую камеру.

6. После этого температура поднималась до значения $t = +20$ °С; в таком состоянии сооружение выдерживалось в течении 7 суток и вновь измерялись вертикальные перемещения точек «С» и «D».

В табл. 1 представлены свойства грунтового основания и некоторые характерные размеры системы «основание-фундамент».

В ходе анализа результатов эксперимента нами были использованы элементы теории размерностей [6].

Нами рассматривались безразмерные π -комплексы вида:

$$\left. \begin{aligned} \pi_1 &= \frac{\sum_{i=1}^n \varepsilon_i \cdot k_i \cdot h_i}{W} = \frac{\varepsilon_1 \cdot k_1 \cdot d_{\text{обл}}}{W}; \quad \pi_2 = \frac{d_{\text{обл}}}{b}; \\ \pi_3 &= \frac{l}{b}; \quad \pi_4 = \frac{l_1}{b}. \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

где π_1, \dots, π_4 – безразмерные Пи – комплексы; W – обусловленный замерзанием (оттаиванием) грунта подъем (оседание) основания; ε_i – относительная деформация i -того слоя грунта, обусловленная замерзанием (оттаиванием) грунта; h_i – его толщина; $k_i = 0,6 \dots 0,8$ – коэффициент условий работы; $d_{\text{обл}}$ – эффективный диаметр замерзшей области грунта; l и b – соответственно длина и ширина подошвы фундамента; l_1 – расстояние от подошвы фундамента до подошвы фундамента до верха замерзшей области основания.

Расчитанные с использованием представленных в таблице 1 данных Пи – комплексы представлены в таблице 2.

Таблица 1

№	Наименование характеристики	Обозн.	Ед. изм.	Значение
1	Модуль деформации основания	E	МПа	
2	Степень влажности неводонасыщенной области основания	S_r	д. ед.	0,02
3	Степень влажности водонасыщенной области основания	S_r	д. ед.	0,99
4	Длина подошвы фундамента	l	м	0,22
5	Ширина подошвы фундамента	b	м	0,18
6	Диаметр замерзающей (оттаивающей) области	$d_{\text{обл}}$	м	0,03
7	Расстояние от верха замерзающей области до подошвы фундамента	l_1	м	0,04
8	Подъем точки «С» при замерзании	$S_{3,A}$	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	1,32
9	Подъем точки фундамента «D» при замерзании	$S_{3,B}$	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	0,07
10	Осадка точки фундамента «С» при оттаивании	$S_{O,A}$	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	1,25
11	Осадка точки фундамента «D» при оттаивании	$S_{O,B}$	$\text{м} \cdot 10^{-3}$	0,12

Таблица 2

№	Значения π -комплексов	
1	π_1	0,90, ..., 34,32
2	π_2	0,17
3	π_3	1,22
4	π_4	0,22

Представленные в табл. 2 данные были использованы нами для определения деформаций, обусловленных замерзанием-оттаиванием реальных грунтовых оснований.

Для фундаментной плиты шириной 7 метров с учетом формул (1) и представленных в таблице 2 данных были рассчитаны обусловленные замерзанием – оттаиванием грунтового основания деформации основания (табл. 3). Оказалось, что подъем и оседание основания в данном случае изменяются в диапазоне 3, ..., 138 мм.

Выводы.

1. Работа грунтовых тепловых насосов приводит к циклическому замораживанию и оттаиванию грунтовых оснований. Это, в свою очередь, приводит к

подъему (при замерзании поровой жидкости) и оседанию (при оттаивании поровой жидкости), расположенных на этом основании фундаментов.

Таблица 3

Результаты моделирования

№ п.п.	Наименование характеристики	Расчетная формула	Ед. изм.	Значение
1	Ширина подошвы фундамента	-	м	7
2	Длина подошвы	$l = \pi_3 \cdot b$	м	8,54
3	Диаметр замерзшей области	$d_{обл} = \pi_2 \cdot b$	м	1,19
4	Расстояние от кровли замерзшего грунта до подошвы фундамента	$l_1 = \pi_4 \cdot b$	м	1,55
5	Подъем (или оседание) плитного фундамента	$W = \frac{\varepsilon_1 \cdot k_1 \cdot d_{обл}}{\pi_1}$	мм	4,...,138

2. Обусловленные работой грунтового теплового насоса подъем и оседание плитного фундамента составляют 138 мм. Эти значения имеют один порядок с предельными допустимыми деформациями грунтовых оснований [4, 5]. Поэтому деформации, обусловленные замерзанием -оттаиванием поровой жидкости оснований, в которых расположены коллекторы грунтовых тепловых насосов, необходимо учитывать при проектировании оснований фундаментов зданий и сооружений.

Библиографический список

1. Посібник з проектування інженерних систем житлових і громадських будинків з тепловими насосами. Міністерство регіонального розвитку та будівництва України. Київ. 2010 – 82 с.
2. Шаповал В.Г., Моркляник Б.В. Основания и фундаменты тепловых насосов.- Львов: Сполом.- 2009 – 64 с.
3. Шаповал В.Г., Моркляник Б.В. Температурні поля в грунтових основах теплових насосів: Монографія.- Дніпропетровськ: Пороги, 2011. – 123 с.
4. Механіка ґрунтів. Основи та фундаменти: Підручник / В.Б. Швець, І.П. Бойко та ін. – Дніпропетровськ: «Пороги», 2014. – 231 с.
5. ДБН В.2.1-10-89. Основи та фундаменти споруд.
6. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике (8-е издание). М.: Наука, 1977.

СОДЕРЖАНИЕ

Маштакова К.В., Яковлева К.С., Масленников С.А. Конструкция чугуно – бетонной крепи с управляемым режимом работы.....	4
Бурлака Ю.А, Минеев С.П. Вибрационное воздействие для снижения выбросоопасности угольного пласта при проведении выработок.....	8
Слободянюк Р.В., Блізнюков В.Г. Вплив відстані транспортування на оптимальну структуру екскаваторно – автомобільного комплексу кар'єру.....	11
Барановський А.Ю., Левицький В.Г. Дослідження умов і заходів безпечної підробки будівель та споруд.....	16
Кравець В.Г., Зайченко С.В., Вовк О.О., Йожиков А.В. Формування фізико – механічних характеристик приконтурних ґрунтових масивів підземного тунелю електрохімічним методом.....	20
Маштакова К.В., Яковлева К.С., Масленников С.А. Сокращение сроков сооружения выработок, закрепляемых комбинированной крепью.....	24
Кузяева О.А., Дудка Д.В., Солодянкин А.В. Обоснование параметров способа охраны выемочных выработок при переходе на бесцеликовую отработку угольных пластов на шахте «Партизанская» ГП «Антрацит».....	28
Темченко О.А., Балик С.І. Вплив просторової орієнтації тріщин на форму профілю укосу уступу.....	32
Нестерчук Д.Л., Толкач О.М. Дослідження коливань продуктивності обладнання кар'єрів було – щебеневої сировини.....	36
Загоруйко Є.А., Мацюк Т.С. Дослідження стійкості ґрунтових масивів в залежності від діаметра і кількості ґрунтоцементних елементів.....	39
Дулоглу Т.А., Дмитриенко В.А. Моделирование напряженно – деформированного состояния ґрунтового массива при проектировании заглубленного сооружения в просадочных ґрунтах.....	45
Машурка С.В., Кузяева О.А., Солодянкин А.В. Исследования геомеханических процессов в окрестности выработок выемочного участка шахты «Южнодонецкая №1».....	49
Кравець В.Г., Темченко О.А. Перспективи сталого розвитку гірничорудних підприємств у контексті зниження енергоємності виробництва.....	54
Павлюк І.В., Соболевський Р.В. Оцінка точності визначення виходу негабариту.....	66
Моденко В.Т., Шевченко В.А., Шевчук Н.А. Аналіз досліджень методів проектування та будівництва кар'єрів.....	70

Прокопов А.Ю., Мешкова А.Э. Особенности проектирования и возведения буронабивных свай в условиях вечной мерзлоты на примере проекта «ЯМАЛ СПГ».....	75
Герасименко Ю.Ю., Пасько О.С., Каменец В.І. Вдосконалення технологій комбайнового проведення та підтримання виробок на шахтах Красноармійського геолого – промислового району.....	78
Зубченко О.А., Шамрай В.І., Коробійчук В.В. Вплив на технологію відпрацювання розвалу гірської породи негабаритних шматків.....	84
Скоростинська О.П., Жукова Н.І., Бойко В.В. Забезпечення сейсмостійкості охоронних об'єктів і карстових порожнин під ними при проведенні вибухових робіт в кар'єрах	86
Секисов А.Г., Зыков Н.В., Тимашева Т.В., Петренко М.А. Способ рекультивации земель нарушенных открытыми горными работами	91
Трушина А.В., Каменец В.І. Про технологію спорудження ескалаторних тунелів станції Київського метро «Львівська Брама».....	96
Гайко Г.І., Булгаков В.П. Особливості геологічного середовища Києва з точки зору пріоритетів транспортного освоєння підземного простору.....	98
Новосельцев А.В. Разработка расчетно – графического комплекса обработки результатов исследования водорастворенных газов в подземных водах.....	103
Шайдецька Л.В., Бутько М.А. Вплив показників жорсткості на вибір поперечного перерізу фундаментів типу «БАРЕТ».....	106
Охріменко В.І. Видобуток та використання метану з вугільних шахт України.....	108
Ткаченко С.О., Шевчук Н.А. Методика економічного обґрунтування параметрів рудопотоків на кар'єрі.....	110
Мацюк Н.С., Самедов А.М. Врахування параметрів карстових провалів при розрахунках деформаційних характеристик основ підземних споруд.....	111
Бенюх Р.Е., Шевчук Н.А. Статистичний аналіз шахтних показників рентабельності та прибутку.....	116
Червяков К.В., Шевчук Н.А. Людський капітал та його роль у гірській промисловості.....	118
Юргеля О.О., Вапнічна В.В. Порівняльний аналіз шпунтової заанкереної та консольної підпірних стінок при закріпленні схилів.....	119
Дем'янчук А.І., Кравець В.Г. Основні принципи і способи управління дією вибуху з допомогою екранування.....	123
Шокарєв О.І., Шевчук Н.А. Собівартість вугілля та шляхи його зниження	128
Кудрик О.В., Ган А.Л. Конструктивні рішення кріплення стін глибокого котловану.....	129

Шевчук Н.А., Костіков К.Л. Добування та переробка блочного каменю.....	134
Куцаківська В.А., Нестерков І.А., Кравець В.Г. Рациональні параметри зарядів ВР в газодинамічних пристроях для комбінованого способу відділення монолітів.....	135
Вовк О.О., Борисов А.А. Прояви небезпечних деформаційних процесів поверхні Землі під впливом підземних робіт.....	142
Пиґа Л.М., Шевчук Н.А. Проблеми видобутку нафти і газу в Україні.....	143
Бухарова В.О., Зайцев Д.А., Вапничная В.В. Влияние тионовых бактерий на крепление тоннелей метрополитена.....	147
Косяк І.В., Шевчук Н.А. Перспективи видобутку шахтного метану в Україні.....	151
Скафенко М.С., Соболевський Р.В. Оцінка просторової мінливості якісних показників середньої ділянки Межирічного родовища ільменіту.....	154
Шлапак В.О., Соболевський Р.В. Вплив відхилення шпура від проектних значень на якість поверхні моноліту при алмазно канатному розпилюванні та розробка заходів щодо її покращення.....	158
Самарцев І.В., Орлов М.В., Шевчук Н.А., Вапнична В.В. Дослідження ефективності роботи роторних екскаваторів, продуктивність і значні переваги.....	164
Фролов О.О., Вапнична В.В., Ващук В.З. Обґрунтування вибору вибухової речовини для руйнування в'язких скельних гірських порід.....	168
Герасименко Ю.Ю., Григорець М.О., Каменець В.І. Технології комбайнового проведення та рамно-анкерного кріплення виробок шахт ДТЕК «ДОБРОПІЛЛЯВУГІЛЛЯ».....	171
Фартушный А.С., Моркляник Б.В. Влияние работы плоских коллекторов грунтовых тепловых насосов на деформации грунтовых оснований и фундаментов.....	176

Научно–техническое издание

В сборнике приведены результаты научных разработок студентов, аспирантов и молодых учёных, которые представлены на международную конференцию 27-29 мая 2015 г., организованную кафедрой «Геостроительства и горных технологий» Института энергосбережения и энергоменеджмента НТУУ «КПИ».

Сборник предназначен для специалистов шахтостроителей, строителей подземных сооружений и студентов вузов горных специальностей.

Тезисы докладов представлены в редакции авторов.

Підписано до друку 25.06.2015 р. Формат 60x90 1/16.

Папір офсетний. Умовн. др. арк. 15,93

Друк різнограф. Тираж 50 прим. Зам. №3108.

Підприємство УВОІ «Допомога «УСІ»

Свідоцтво про державну реєстрацію № 531018

03056, м. Київ, пров. Політехнічний 6, корп. 5 (КП)

тел.: 277-41-46.