

УДК 553.632:622.232+622.363:622.235

Статья / Article

© ПНИПУ / PNRPU, 2017

ОБОСНОВАНИЕ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНОЙ ОТРАБОТКИ СИЛЬВИНИТОВЫХ ПЛАСТОВ НЕКОНДИЦИОННОЙ МОЩНОСТИ СОВМЕСТНО С КОМБАЙНОВОЙ ВЫЕМКОЙ КОНДИЦИОННЫХ ПЛАСТОВ НА РУДНИКАХ ВЕРХНЕКАМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ СОЛЕЙ

С.С. Андрейко, В.М. Мальцев, В.В. Аникин¹, С.Я. Жихарев¹

Пермский национальный исследовательский политехнический университет (614990, Россия, г. Пермь, Комсомольский пр., 29)

¹Горный институт Уральского отделения Российской академии наук (614007, Россия, г. Пермь, ул. Сибирская, 78а)

JUSTIFICATION ON SAFE PARAMETERS OF DRILLING AND BLASTING MINING OF SYLVINITE FORMATIONS OF UNCONVENTIONAL THICKNESS TOGETHER WITH CONTINUOUS MINING OF CONVENTIONAL FORMATIONS IN THE MINES OF VERKHNKAMSKOE FIELD OF POTASSIUM AND MAGNESIUM SALTS

Sergey S. Andreyko, Valentin M. Mal'tsev, Vladimir V. Anikin¹, Sergey Ya. Zhikharev¹

Perm National Research Polytechnic University (29 Komsomolskiy av., Perm, Russian Federation, 614990)

¹Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences (78 Sibirskaya st., Building A, Perm, 614007, Russian Federation)

Получена / Received: 21.08.2017. Принята / Accepted: 10.10.2017. Опубликовано / Published: 01.12.2017

Ключевые слова:

калийный рудник, сylvinitовый пласт, некондиционная мощность, буровзрывная выемка, технологическая безопасность, междуканнерный целик, степень нагружения, междупластовая потолочина, очистная камера, расчетные параметры, заряд взрывчатого вещества, импульс взрыва, сейсмическое воздействие взрыва, критическая скорость колебаний, радиус трещиноватости.

В условиях Верхнекамского месторождения калийно-магниевого солей в отработку вовлекаются сylvinitовые пласты, некондиционные по мощности, что требует методического обеспечения и новых технологических решений. Одним из возможных направлений в технологии выемки сylvinitовых пластов некондиционной мощности является применение буровзрывной выемки. Для обоснования возможности буровзрывной выемки сylvinitовых пластов некондиционной мощности разработана методика расчета безопасных геомеханических параметров камерной системы разработки. В статье приводятся теоретические расчеты для определения параметров камерной системы разработки с учетом требований действующих нормативных документов, обеспечивающие геомеханическую безопасность при буровзрывной выемке сylvinitовых пластов некондиционной мощности, а также при выемке сylvinitовых пластов некондиционной мощности совместно с комбайновой отработкой рабочих пластов, имеющих кондиционную мощность. В зависимости от горно-геологических условий разработки в статье рассмотрены два варианта буровзрывной выемки сylvinitовых пластов. В первом варианте проанализирована буровзрывная выемка камерной системой разработки одного сylvinitового пласта некондиционной мощности. Второй вариант предусматривал буровзрывную отработку некондиционного по мощности сylvinitового пласта совместно с комбайновой выемкой смежных сylvinitовых пластов, имеющих кондиционную мощность. Обоснованы, согласно требованиям нормативных документов, минимально допустимые размеры добычной камеры при буровзрывной выемке сylvinitовых пластов некондиционной мощности, расчетные и фактические параметры камер и междуканнерных целиков, разработан порядок расчета размеров очистных камер при буровзрывной выемке и междуканнерных целиков при совместной выемке сylvinitовых пластов кондиционной и некондиционной мощности. Представлена методика определения безопасных параметров взрывных работ, обеспечивающих допустимую величину зоны трещиноватости в почве и кровле очистных камер, отработываемых буровзрывным способом. Выполнены расчеты по определению величины радиуса трещиноватости на основе учета импульса взрыва и динамической прочности соляных пород. Определение допустимой массы взрыва производится по величине скорости смещения частиц массива. В результате выполненных исследований обоснованы безопасные параметры буровзрывной отработки одного сylvinitового пласта некондиционной мощности камерной системой разработки, а также сylvinitового пласта некондиционной мощности совместно с комбайновой выемкой кондиционных пластов на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевого солей.

Key words:

potash mine, sylvinit formation, unconventional thickness, drilling and blasting mining, industrial safety, inter-chamber block, loading level, interlayer roof, cleaning chamber, design parameters, explosive charge, explosion pulse, seismic explosion impact, critical vibration rate, fracture radius.

In the conditions of the Verkhnekamskoe field of potassium and magnesium salts unconventional in terms of thickness sylvinit seams are involved in the mining. That requires methodological support and new technological solutions. One of the possible directions in the excavation of sylvinit seams of unconventional thickness is the use of drilling and blasting. A method for calculating the safe geomechanical parameters of the chamber development pattern was developed in order to justify the possibility of drilling and blasting excavation of sylvinit seams of unconventional thickness. The paper presents theoretical calculations for determination of the parameters of a chamber development pattern taking into account the requirements of current regulatory documents. That ensures geomechanical safety during drilling and blasting mining of sylvinit seams of unconventional thickness as well as during mining of sylvinit seams of unconventional thickness in combination with machinery mining of seams with conventional thickness. Two options of drilling and blasting mining of sylvinit layers depending on the mining and geological conditions of development, are considered in the paper. The first option considers drilling and blasting excavation by the chamber pattern of one sylvinit seam of unconventional thickness. The second option considers drilling and blasting mining of an unconventional sylvinit reservoir together with a machinery mining of adjacent sylvinit layers that have conventional thickness. Minimum allowable size of the production chamber in the drilling and blasting mining of sylvinit seams of unconventional thickness, design and actual parameters of chambers and inter-chamber blocks are justified according to the requirements of regulatory documents. The procedure for calculation of sizes of the cleaning chambers in drilling and blasting mining and inter-chamber blocks in the joint excavation of sylvinit layers of conventional and unconventional thickness. The method for determination of safe parameters of blasting operations providing the permissible value of the fracturing zone in the soil and roof of the cleaning chambers mined by the drilling and blasting method is presented. Calculations have been performed to determine the fracture radius based on the calculation of explosion pulse and dynamic strength of the salt rocks. Determination of the allowable weight of explosion is done using the value of the displacement speed of the particles in the array. As a result of the studies performed, the safe parameters of drilling and blasting mining of one sylvinit layer with unconventional thickness by the chamber pattern and the sylvinit formation of unconventional thickness together with longwall machinery mining of conventional formation at the mines of Verkhnekamskoe field of potassium and magnesium salts.

Андрейко Сергей Семенович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых (тел.: +007 342 219 84 38, e-mail: ssa@mi-perm.ru). Контактное лицо для переписки.

Мальцев Валентин Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых (тел.: +007 342 219 80 31, e-mail: vmmal@bk.ru). Аникин Владимир Васильевич – кандидат технических наук, научный сотрудник (тел.: +007 342 216 37 03, e-mail: anikin@mi-perm.ru).

Жихарев Сергей Яковлевич – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник (тел.: +007 342 216 58 42, e-mail: perevoloki55@mail.ru).

Sergey S. Andreyko (Author ID in Scopus: 55922205900, 6506180352) – Doctor of Engineering, Professor, Head of the Department of Development of Mineral Resources Fields (tel.: +007 342 219 84 38, e-mail: ssa@mi-perm.ru). The contact person for correspondence.

Valentin M. Mal'tsev (Author ID in Scopus: 7102941853) – PhD in Engineering, Associate Professor at the Department of Development of Mineral Resources Fields (tel.: +007 342 219 80 31, e-mail: vmmal@bk.ru).

Vladimir V. Anikin (Author ID in Scopus: 54894082000) – PhD in Engineering, Research Fellow (tel.: +007 342 216 37 03, e-mail: anikin@mi-perm.ru).

Sergey Ya. Zhikharev – Doctor of Engineering, Research Fellow (mob. tel.: +007 342 216 58 42, e-mail: perevoloki55@mail.ru).

Введение

В настоящее время при подземной разработке месторождений полезных ископаемых наблюдается общая тенденция к усложнению условий залегания и снижению кондиций добываемых полезных ископаемых.

Одним из осложняющих факторов добычи калийных руд Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей (ВКМКС) является наличие значительных по площади участков шахтных полей, на которых залегают некондиционные по мощности продуктивные калийные пласты. Так, например, приблизительно на 20–30 % площади залегания в пределах шахтного поля рудника БКПРУ-4 ПАО «Уралкалий» промышленный пласт АБ сильвинитового состава имеет некондиционную мощность (менее 2 м) при богатом содержании полезного компонента (содержание КСl до 40 %).

На сегодняшний день для добычи калийных пластов некондиционной мощности практическое значение имеют два основных способа: комбайновый и буровзрывной.

При комбайновом способе отработки пластов некондиционной мощности наиболее целесообразно применение комбайнов с регулируемым по высоте исполнительным органом барабанного типа. При всех очевидных достоинствах комбайна этого типа (возможность выемки пластов различной мощности, высокая производительность) он имеет и свои недостатки, основными из которых являются: сильная запыленность рабочих зон при добыче калийных руд и высокая стоимость импортного добычного комплекса [1–13].

Использование проходческо-добычных комбайнов типа «Урал», являющихся основными при подготовке и отработке рабочих пластов на ВКМКС, при выемке пластов некондиционной мощности приводит к сильному разубоживанию калийной руды из-за значительной прирезки вмещающих пород – пластов каменной соли, так как комбайны этого типа имеют постоянное (для каждого типоразмера) сечение.

Альтернативой комбайновой выемке является буровзрывной способ добычи некондиционных по мощности пластов. Очевидными достоинствами этого способа являются возможность отработки калийных пластов различной мощности и складчатости, практически без разубоживания, использование обычных способов проветривания забоя штатными средствами с помощью

вентиляторов местного проветривания, сравнительно невысокая стоимость отечественного оборудования и взрывчатых материалов.

Необходимо отметить, что в зависимости от горно-геологических условий возможны два варианта использования буровзрывного способа:

1) буровзрывная выемка одного пласта, имеющего некондиционную мощность;

2) буровзрывная отработка некондиционного по мощности пласта совместно с комбайновой выемкой смежных калийных пластов, имеющих кондиционную мощность.

Из-за сравнительно небольшой мощности водозащитной толщи (ВЗТ) и сложных горно-геологических условий на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей используется камерная система разработки с поддержанием кровли на относительно «жестких» междукамерных целиках (МКЦ), не допускающих резких сдвижений вышележащих пород, и панельный или панельно-блоковый способы подготовки шахтного поля с прямым или обратным порядком отработки.

Буровзрывной способ, предлагаемый для добычи сильвинитовых пластов некондиционной мощности, позволяет применять используемые в калийных рудниках способы подготовки и камерную систему разработки без каких-либо изменений.

Постановка задачи

Для определения безопасных параметров буровзрывной выемки некондиционных по мощности сильвинитовых пластов необходимо решить следующие задачи:

– определить для обеспечения геомеханической безопасности ширину междукамерного целика и размеры поперечного сечения очистной камеры, при которых степень нагружения МКЦ не будет превышать допустимое значение;

– определить массу заряда взрывчатого вещества для обеспечения технологической безопасности на основе оценки вредного влияния взрывных работ на элементы камерной системы разработки при указанных параметрах очистной камеры, который при требуемом гранулометрическом составе отбитой сильвинитовой руды производит минимальное разрушающее действие на МКЦ и междупластье, т.е. когда расчетная ширина нарушенной приконтурной части не превышает допустимое значение.

Методика расчета безопасных геомеханических параметров при буровзрывной выемке некондиционных по мощности сильвинитовых пластов

Безопасные параметры при буровзрывной выемке одиночного сильвинитового пласта некондиционной мощности рассчитывались следующим образом. На первом этапе определялась площадь поперечного сечения добычной буровзрывной камеры. С учетом опыта буровзрывной добычи сильвинитовых пластов, применяемой на Верхнекамском месторождении в предыдущие годы, предлагается использовать прямоугольное сечение выработки, поэтому для нахождения площади забоя S_1 , м², необходимо знать ширину очистной камеры и вынимаемую мощность [14, 15]:

$$S_1 = a_{1s} \cdot m_1, \quad (1)$$

где a_{1s} – проектное значение ширины очистной камеры, м; m_1 – расчетное значение вынимаемой мощности при буровзрывной отработке некондиционного по мощности сильвинитового пласта, м.

Минимальное проектное значение ширины очистной камеры a_{1s} находится с учетом габаритов применяемого самоходного бурового и транспортного оборудования, а также требований действующих нормативных документов, согласно которым в выработках, предназначенных для транспортирования руды и сообщения с очистными забоями, должны приниматься зазоры не менее 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м с противоположной стороны [16].

Таким образом, необходимое минимальное проектное (фактическое) значение ширины очистной камеры прямоугольного сечения, м, составит

$$a_{1s} = 1,2 + d + 0,5 = 1,7 + d, \quad (2)$$

где d – максимальная ширина применяемого бурового, погрузочного или транспортного оборудования, м.

Высота выработки над свободным проходом для людей должна составлять не менее 1,8 м по всей ее протяженности [16].

Следовательно, в случае буровзрывной выемки сильвинитовых пластов некондиционной мощности минимальное значение высоты очистной камеры прямоугольного сечения H_{1min} должно удовлетворять условию [16]

$$H_{1min} \geq h_1 + \Delta h_1 \geq 1,8, \quad (3)$$

где h_1 – максимальная высота применяемого оборудования (бурового, погрузочного или транспортного), м; Δh_1 – расстояние от наиболее выступающей части машины до кровли выработки, $\Delta h_1 = 0,5$ м.

В зависимости от соотношения геологической мощности некондиционного пласта ($m_{пл}$) и минимальной допустимой высоты применяемого технологического оборудования (H_{1min}) возможны три значения вынимаемой мощности:

1) $m_{пл} \geq H_{1min}$. В этом случае производится буровзрывная выемка пласта на полную мощность, при этом расчетная вынимаемая мощность, м, составит

$$m_1 = m_T, \quad (4)$$

где m_T – технологическая мощность пласта, м.

Технологическая мощность пласта, м, определяется из выражения

$$m_T = m_{пл} + m_k, \quad (5)$$

где $m_{пл}$ – геологическая мощность некондиционного сильвинитового пласта, м; m_k – мощность «коржа», м (учитывается при технологической необходимости подрубки «коржа»);

2) $m_{пл} < H_{1min}$. В этом случае необходимо производить совместную буровзрывную выемку калийного пласта на полную мощность с присечкой слоя вышележащего (или нижележащего) пласта каменной соли для получения выработки с высотой H_{1min} , обеспечивающей возможность работы людей и передвижения бурового и погрузочно-транспортного оборудования.

3) $m_{пл} \ll H_{1min}$. В этом случае для предупреждения разубоживания при весьма малой мощности пласта (например, при $m_{пл} < 0,5H_{1min}$) необходимо предусмотреть двухслойную селективную буровзрывную выемку, при этом возможны два варианта. В первом варианте, если по горно-техническим условиям целесообразно прирезать слой каменной соли нижележащего пласта, то первым (в пределах одной заходки) вынимается маломощный сильвинитовый пласт на полную мощность, а затем высота камеры доводится до необходимой величины H_{1min} путем выемки слоя расчетной мощности из нижележащего пласта каменной соли, ее отгрузка и скла-

дирование в пределах добычного участка. Во втором варианте, если по горно-техническим условиям целесообразно прирезать слой из каменной соли вышележащего пласта, то первым (в пределах одной заходки) вынимается этот слой с учетом необходимой расчетной мощности, затем соль отгружается и складывается в пределах добычного участка, после чего отрабатывается нижележащий маломощный сильвинитовый пласт на полную мощность и высота камеры также доводится до необходимой величины $H_{1\min}$.

Границу перехода от валовой выемки к селективной можно определить на основании расчета среднего содержания полезного компонента в отбитой горной массе, удовлетворяющего принятым на руднике кондициям.

Для второго и третьего вариантов расчетная вынимаемая мощность, м, составит

$$m_1 = m_T + \Delta m_{\text{кс}} = H_{1\min}, \quad (6)$$

где $\Delta m_{\text{кс}}$ – величина прирезаемого слоя каменной соли из смежного пласта, определяемая с учетом необходимой высоты выработки $H_{1\min}$.

Величина прирезаемого слоя каменной соли, м, из смежного пласта определяется из выражения

$$\Delta m_{\text{кс}} = (h_1 + \Delta h_1) - m_T = H_{1\min} - m_T. \quad (7)$$

Ширина камер и междукamerных целиков при буровзрывной выемке одиночного сильвинитового пласта некондиционной мощности определялась в соответствии с расчетной схемой, представленной на рисунке, а.

При принятых параметрах системы разработки на участках с применением буровзрывных работ для определения степени нагружения C проектную ширину междукamerных целиков необходимо уменьшить на величину $2\Delta b_1 = 1,0$ м [14]:

$$b_1 = b_{1s} - 2\Delta b_1, \quad (8)$$

где b_1 – расчетная ширина междукamerного целика, м; b_{1s} – проектная (фактическая) ширина междукamerного целика, м; Δb_1 – ширина ослабленной (вследствие ведения буровзрывных работ) краевой зоны МКЦ, $\Delta b_1 = 0,5$ м.

С учетом формулы (8) межосевое расстояние l_1 , м, равно

$$\begin{aligned} l_1 &= 2(0,5a_{1s}) + b_{1s} = a_{1s} + b_{1s} = \\ &= (a_{1s} + 2\Delta b_1) + (b_{1s} - 2\Delta b_1) = a_1 + b_1, \end{aligned} \quad (9)$$

где a_{1s} и b_{1s} – проектные (фактические) значения ширины соответственно буровзрывной камеры и МКЦ с учетом двух ослабленных краевых зон, применяемые при отработке, м; a_1 и b_1 – расчетная ширина соответственно буровзрывной камеры и МКЦ, используемая при нахождении степени нагружения МКЦ, м.

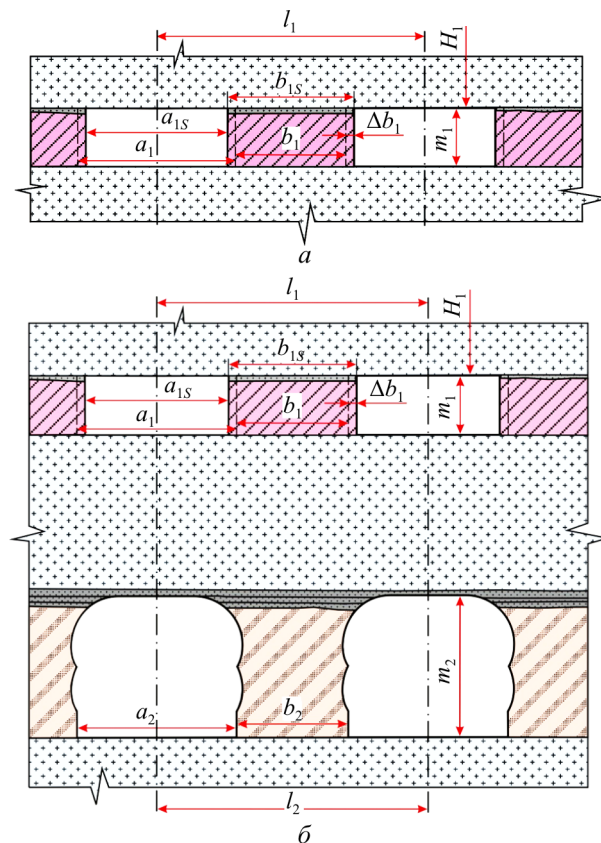


Рис. Расчетная схема для определения параметров камерной системы разработки при буровзрывной выемке одиночного сильвинитового пласта некондиционной мощности (а) и при совместной отработке буровзрывным и комбайновым способами (б): H_1 – максимальное значение расстояния от земной поверхности до кровли целиков на рассматриваемом участке отработки, м; b_{1s} – проектная (фактическая) ширина междукamerного целика (с учетом двух ослабленных краевых зон), м; Δb_1 – ослабленная краевая зона междукamerного целика, м; a_{1s} – проектная (фактическая) ширина буровзрывной камеры, м; a_1 – расчетное значение ширины очистной буровзрывной камеры, м; b_1 – расчетная ширина междукamerного целика, м; l_1 – межосевое расстояние, м; m_1 – расчетная вынимаемая мощность сильвинитового пласта малой мощности, м; a_2 – ширина камеры на рабочем пласте по почве (при одноходовой выработке равна ширине применяемого комбайна), м; b_2 – ширина МКЦ по почве на основном рабочем пласте, м; l_2 – межосевое расстояние на основном рабочем пласте, м; m_2 – вынимаемая мощность основного рабочего сильвинитового пласта, м

Таким образом, с учетом выражений (2) и (9) расчетное (минимальное) значение ширины очистной камеры, м, составит

$$a_1 = a_{1s} + 2\Delta b_1 = 1,7 + d + 2\Delta b_1 = 1,7 + d + 1,0 = 2,7 + d. \quad (10)$$

Проектное (фактическое) значение ширины МКЦ, м, с учетом выражения (8) равно

$$b_{1s} = b_1 + 2\Delta b_1 = b_1 + 1,0. \quad (11)$$

Указанные в формулах (2) и (11) проектные (фактические) значения ширины камер и МКЦ (a_{1s} , b_{1s}) необходимо использовать при выемке сильвинитового пласта малой мощности буровзрывным способом, т.е. при ведении очистных работ.

При заданной расчетной ширине очистных камер (a_1) и нормативной степени нагружения $[C]$ расчетная ширина междукamerных целиков при отработке некондиционного по мощности сильвинитового пласта без гидравлической закладки очистных камер находится по формуле [14]

$$b_1 = p_m \left(p_0 + \sqrt{p_0^2 + \frac{2a_1}{p_m}} \right). \quad (12)$$

Параметры p_m , p_0 определяются по формулам

$$p_m = \frac{m \cdot \lambda_p}{2\beta_o \cdot \beta_m}; \quad p_0 = 1 - \frac{\beta_o}{\lambda_p}; \quad \lambda_p = \frac{\lambda_o}{[C]}; \quad (13)$$

где m – расчетная высота междукamerных целиков, м; β_o и β_m – параметры аппроксимации: $\beta_o = 0,654$; $\beta_m = 1,06$; λ_o – параметр, характеризующий горно-технические условия отработки.

Расчетная высота междукamerных целиков m , м, при отработке сильвинитовых пластов без гидравлической закладки очистных камер находится по формуле [14]

$$m = m_0 + \Delta m, \quad (14)$$

где m_0 – вынимаемая мощность пласта, м; Δm – возможное приращение целиков, м.

В формуле (14) необходимо принять расчетное значение вынимаемой мощности $m_0 = m_1$, которое определяется с учетом выражений (4)–(6).

Расчетное приращение высоты целиков Δm составит [14]

$$\Delta m = \begin{cases} \Delta m_o, \\ m_{ok}. \end{cases} \quad (15)$$

Параметр Δm_o определяется по формуле

$$\Delta m_o = \beta_{ok}(a - a_{om}), \quad (16)$$

где β_{ok} – коэффициент, учитывающий влияние устойчивости кровли камер на величину приращения расчетной высоты целиков; a – расчетная ширина камеры, в данном случае значение $a = a_1$ определяется по выражению (10), м; a_{om} – устойчивый пролет кровли камер, м; m_{ok} – мощность коржей, оставляемых в кровле камер при отработке некондиционного по мощности пласта, м.

Если сильвинитовый пласт некондиционной мощности вынимается с «коржом», то тогда в формуле (15) $m_{ok} = 0$.

Коэффициент β_{ok} определяется из выражения [14]

$$\beta_{ok} = 0,7 \left[1,0 - \beta_{om} \sqrt{a_{om}} \right], \quad (17)$$

где β_{om} – параметр аппроксимации, $\beta_{om} = 0,262$;

Горно-технические условия отработки сильвинитового пласта характеризуются параметром λ_o [14]:

$$\lambda_o = \xi \frac{\gamma \cdot H_1}{\sigma_{om}}, \quad (18)$$

где ξ – коэффициент, учитывающий изменение нагрузки на целики вследствие влияния горно-технических факторов; γ – объемный вес налегающей толщи пород ($\gamma = 2,2$ тс/м³); H_1 – максимальное значение расстояния от земной поверхности до кровли целиков на рассматриваемом участке отработки, м; σ_{om} – агрегатная прочность пород в массиве в пределах расчетной высоты междукamerных целиков m , т.

Коэффициент, учитывающий изменение нагрузки на МКЦ вследствие влияния горно-технических факторов, находится по формуле [14]

$$\xi = \xi_1 \cdot \xi_2 \cdot \xi_x, \quad (19)$$

где ξ_1 – коэффициент, учитывающий влияние техногенной нагрузки, $\xi_1 \geq 1,0$; ξ_2 – коэффициент, учитывающий влияние опорного давления, $\xi_2 \geq 1,0$; ξ_x – коэффициент, учитывающий влияние межходовых целиков, $\xi_x = 1,0$.

Значения коэффициентов ξ_1 , ξ_2 рассчитываются для конкретных горно-геологических условий в соответствии с требованиями [14].

Агрегатная прочность пород в массиве в пределах расчетной высоты междукamerных целиков m определяется из выражения

$$\sigma_{om} = k_o \cdot \sigma_o = k_m \cdot k_c \cdot k_l, \quad (20)$$

где σ_o – эквивалентная (приведенная) прочность пород, слагающих целики; k_m – коэффициент, учитывающий влияние масштабного фактора, $k_m = 1,12$; k_c – коэффициент, учитывающий влияние глинистых прослоек; k_l – коэффициент, учитывающий влияние прорезки ленточных целиков, $k_l = 1,25$.

Коэффициент, учитывающий влияние глинистых прослоек, находится по формуле

$$k_c = \begin{cases} \alpha_c (1 + \beta_c \sqrt{0,05 - \delta_c}) \\ \alpha_c (1 - \beta_c \sqrt{\delta_c - 0,05}) \end{cases} \quad (21)$$

при

$$\begin{cases} 0 \leq \delta_c \leq 0,05, \\ 0,05 < \delta_c \leq 0,35, \end{cases}$$

где $\alpha_c = 0,86$; $\beta_c = 0,7281$; δ_c – относительное содержание глинистых прослоек.

Величина δ_c рассчитывается по формуле

$$\delta_c = \frac{1}{m} \sum_{i=1}^n \delta_{ci} \cdot m_i, \quad (22)$$

где δ_{ci} – относительное содержание глинистых прослоек в i -м слое мощностью m_i .

Эквивалентная прочность пород, тс/м², определяется по формуле

$$\sigma_o = \frac{m}{\sum_{i=1}^n m_i / \sigma_{ci}}, \quad (23)$$

где m_i – мощность i -го слоя породы ($i = 1, 2, 3 \dots$); n – количество разнопрочных пород, слагающих МКЦ в пределах их расчетной высоты m ; σ_{ci} – расчетная прочность при сжатии стандартных образцов i -го слоя породы, тс/м².

При применении буровзрывного способа добычи расчетная степень нагружения МКЦ (C_1), с учетом принятых параметров системы разработки (см. рисунок), определяется по формуле

$$C_1 = \frac{\lambda_o \cdot l_1}{(b_{1s} - 2\Delta b_1) k_f}, \quad (24)$$

где k_f – коэффициент формы, который определяется из выражения

$$k_f = \begin{cases} \sqrt{2\lambda_m} \\ \beta_o (1 + \beta_m \cdot \lambda_m) \end{cases} \text{ при } \begin{cases} 0 < \lambda_m < 0,5, \\ \lambda_m \geq 0,5. \end{cases} \quad (25)$$

Параметр λ_m находится по формуле

$$\lambda_m = \frac{b_1}{m}. \quad (26)$$

Параметры системы разработки должны обеспечивать выполнение следующего условия [14]:

$$V_{m1} \leq [V_{m1}], \quad (27)$$

где V_{m1} – расчетное значение максимального прогиба слоев ВЗТ, соответствующее принятым параметрам отработки маломощного пласта, м; $[V_{m1}]$ – величина допустимого прогиба слоев ВЗТ в рассматриваемых горно-геологических условиях, м.

Определение ширины камер и междуканальных целиков при буровзрывной выемке некондиционного по мощности сильвинитового пласта совместно с комбайновой отработкой смежных калийных пластов кондиционной мощности производилось следующим образом.

При расчете параметров отработки двух и более пластов необходимо давать оценку сближенности двух смежных пластов и для сближенных пластов определять расчетную мощность междупластовой потолочины m_r . При этом отработка сближенных пластов производится соосными камерами сверху вниз с опережением фронта очистных работ по верхнему пласту не менее чем на 50 м.

При сближенных пластах в зависимости от величины расчетной мощности m_r возможны два варианта:

- 1) $m_r < [m_r]$, м;
- 2) $m_r \geq [m_r]$, м.

Величина допустимой мощности междупластовой потолочины $[m_r]$ при отработке сильвинитовых пластов находится из выражения

$$[m_r] = \begin{cases} 1,5 \\ \beta_r \cdot a_m^{a_r} \end{cases} \text{ при } \begin{cases} 3,2 \leq a_m \leq 5,5 \text{ м}, \\ a_m \geq 5,5 \text{ м}. \end{cases} \quad (28)$$

Значения параметров аппроксимации в формуле (28) составляют: $\beta_r = 0,356$; $a_r = 0,844$.

При $m_r < [m_r]$ параметры камерной системы отработки двух сближенных пластов определяются как при выемке одного пласта с вынимаемой мощностью m_o , равной расчетной высоте выработанного пространства при отработке двух пластов M_o [14].

В зависимости от положения сильвинитового пласта некондиционной мощности по отношению к основному рабочему пласту возможны два варианта отработки:

1. Если маломощный пласт залегает ниже кондиционного по мощности пласта, то в этом случае первым ходом комбайна обрабатывается

рабочий пласт на полную мощность, затем вынимается междупластье, происходит транспортировка и складирование каменной соли в пределах добычного участка, после чего последним ходом комбайна отрабатывается некондиционный пласт.

При малой мощности междупластья возможна совместная отработка междупластья и маломощного пласта. Необходимо отметить, что в этом случае использовать буровзрывную выемку нецелесообразно.

2. Если маломощный пласт залегает выше рабочего пласта, то в этом случае буровзрывным способом первым отрабатывается верхний маломощный сильвинитовый пласт и, при необходимости, часть междупластья (минимальная высота хода должна быть не менее 1,8 м), затем комбайном вынимается междупластье (или его оставшаяся часть), транспортировка и складирование каменной соли осуществляются в пределах добычного участка, после чего комбайном отрабатывается нижний рабочий пласт на полную мощность.

При малой мощности междупластья (особенно если суммарная мощность пласта и междупластья не превышает 1,8 м) возможна его отработка совместно с пластом малой мощности буровзрывным способом.

Во втором варианте расчетная ширина камеры a_1 , используемая при определении ширины МКЦ на маломощном пласте, должна на величину $2\Delta b_1 = 1,0$ м превышать проектную (фактическую) a_{1s} , при этом в качестве проектной ширины необходимо при одноходовых камерах брать ширину комбайнового хода a_k , м:

$$a_1 = a_k + 2\Delta b_1 = a_k + 1,0. \quad (29)$$

Проектное (фактическое) значение ширины камеры a_{1s} , м, должно удовлетворять следующему условию:

$$a_{1s} = a_k \geq 1,7 + d. \quad (30)$$

Для камер I типа ширина комбайнового хода, м, определяется на уровне почвы:

$$a_k = a_o. \quad (31)$$

Для камер II типа принимается максимальная ширина камер, м:

$$a_k = a_m. \quad (32)$$

Тип камеры определяется на основании требований с учетом конкретных горно-технических условий и параметров отработки

[14]. При расчетной мощности междупластовой потолочины $m_r \geq [m_r]$ параметры отработки находятся отдельно для каждого пласта. Расчет безопасных геомеханических параметров буровзрывных камер следует производить только после определения параметров выемки основных рабочих пластов, отрабатываемых комбайновым способом. Определение расчетной ширины очистной камеры на пласте малой мощности, отрабатываемой буровзрывным способом, при совместной отработке с рабочим пластом комбайновым способом предлагается производить по следующей схеме (см. рис., б).

Расчет производится в следующей последовательности. Сначала определяем расчетную ширину МКЦ на основном рабочем пласте, при этом межосевое расстояние, м, составит

$$l_2 = a_2 + b_2, \quad (33)$$

где a_2 – ширина камеры на основном рабочем пласте (при одноходовой выработке равна ширине применяемого комбайна), м; b_2 – ширина МКЦ на основном рабочем пласте, м.

При соосных камерах межосевое расстояние на пласте малой мощности, м, равно

$$l_1 = a_1 + b_1 = l_2, \quad (34)$$

где a_1 – расчетная ширина камеры на пласте малой мощности, м; b_1 – расчетная ширина МКЦ на пласте малой мощности, м.

Вначале задаем расчетную ширину камеры a_1 исходя из условия (10), при этом расчетная ширина целика b_1 , м, составит

$$b_1 = l_2 - a_1. \quad (35)$$

С учетом выражений (24)–(26) и первоначального значения ширины камеры a_1 расчетная степень нагружения МКЦ C_1 при отработке маломощного пласта составит

$$C_1 = \frac{\lambda_o \cdot l_1}{(b_{1s} - 2\Delta b_1)k_f} = \frac{\lambda_o \cdot l_2}{b_1 \cdot k_f}. \quad (36)$$

Затем, изменяя расчетную ширину камеры a_1 , необходимо найти оптимальную расчетную ширину МКЦ на пласте малой мощности b_{1opt} , при которой расчетная степень нагружения не превысит допустимое значение для конкретных горно-геологических условий [14]:

$$C_1 \leq [C_1]. \quad (37)$$

Проектное (фактическое) значение ширины очистной БВР-камеры, м, с учетом выражения (10) составит

$$a_{1s} = a_{1\text{опт}} - 2\Delta b_1 \geq 1,7 + d. \quad (38)$$

Проектное (фактическое) значение ширины МКЦ на пласте малой мощности, м, с учетом выражения (11) равно

$$b_{1s} = b_{1\text{опт}} + 2\Delta b_1. \quad (39)$$

Параметры системы разработки при выемке двух сильвинитовых пластов должны обеспечивать выполнение условия

$$V_{m1,2} \leq [V_m], \quad (40)$$

где $V_{m1,2}$ – расчетное значение максимального прогиба слоев ВЗТ, вызванного отработкой двух пластов, определяемое из выражения

$$V_{m1,2} = V_{om1} + V_{om2}, \quad (41)$$

где V_{om1} – расчетное значение максимального прогиба слоев ВЗТ, вызванного отработкой пласта малой мощности, м; V_{om2} – расчетное значение максимального прогиба слоев ВЗТ, вызванного отработкой основного рабочего пласта, м.

Методика расчета безопасных параметров взрывных работ при буровзрывной выемке некондиционных по мощности сильвинитовых пластов

Расчет радиуса трещинообразования R_m от воздействия взрыва удлиненного заряда производится по методике, в которой используется боковой импульс давления $J(r)$ продуктов детонации взрывчатого вещества, затухающий с расстоянием r и принимающий в начальный момент взрыва значение $J(0)$ при $r = 0$ [17–39].

Изменение величины импульса с расстоянием определяется зависимостью

$$J(r) = \pi \cdot d_s \cdot L_s \cdot P(r) \cdot t(r). \quad (42)$$

При этом значения давления и времени действия давления продуктов детонации взрывчатого вещества определяются из выражений

$$P(r) = P_1 / (1 + k \cdot r)^m, \quad (43)$$

$$t(r) = r_0 [a + b(r - 1)] 10^{-3},$$

где k , m , a , b – эмпирические коэффициенты; r_0 – радиус заряда, м; r – относительное расстояние от центра заряда, выраженное в

радиусах заряда: $r = R/r_0$, R – расстояние, м; $P(r)$ – давление на расстоянии r , Па; t – длительность существования давления на расстоянии r , с; P_1 – начальное среднее давление в зарядной полости, Па; d_s , L_s – диаметр и длина шнура (скважины).

Начальное среднее давление в зарядной полости определяется выражением

$$P_1 = 0,25 \rho_v \cdot D^2 (d_s/d_z)^{-6}, \quad (44)$$

где ρ_v – плотность взрывчатого вещества в заряде, кг/м³; D – скорость детонации заряда взрывчатого вещества, м/с; d_z – диаметр заряда (патрона), м.

Зависимость между давлением и объемом газов в момент взрыва вследствие его большой величины (порядка 5 ГПа) определяется не законом Бойля–Мариотта, а степенной зависимостью вида

$$P \cdot V^\gamma = \text{const}, \quad (45)$$

где $\gamma \approx 3$.

Увеличение объема газов заряда при их расширении до стенок зарядной полости пропорционально квадрату отношения диаметров $\sim (d_s/d_z)^2$. С учетом (45) уменьшение давления P_1 с увеличением объема (в 3-й степени) будет пропорционально отношению диаметров в 6-й степени: $2(-\gamma) \approx -6$.

Радиус трещинообразования R_m предлагается рассчитывать по величине приведенного радиуса $R_t = R_m/r_0$ по эмпирическому уравнению (46) методом последовательных приближений:

$$R_t = J(R_t)^{0,9} / J_i^{0,6}, \quad (46)$$

где $J(R_t)$ – импульс при $r = R_t$; J_i – импульсный критерий динамической прочности (для сильвинита $J_i = 7300 H \cdot c / i^2$, где i – степень дробления взорванной горной массы), $i = W/d_k$; W – линия наименьшего сопротивления взрываемого заряда, м; d_k – средний диаметр куса взорванной горной массы, м.

Первоначальная величина R_{t0} задается из физических соображений на основе известных опытных данных аналогичных условий. По этой заданной величине определяется импульс $J_1(R_{t0})$, подставляется в формулу (46), и получают значение R_{t1} . Затем сравниваются значения R_{t0} и R_{t1} .

Если R_{t0} меньше полученного значения R_{t1} , то его увеличивают до R_{t01} и по описанной процедуре получают R_{t2} , опять сравнивают его с R_{t01} .

Практически бывает достаточно 3–4 приближений для выполнения равенства $R_{0n} = R_{(n+1)}$ с точностью до 2–3 десятичных знаков.

Радиус трещинообразования в метрах рассчитывается по формуле $R_m = r_o \cdot R_{0n}$ и округляется до 1–2 десятичных знаков.

Величина начального импульса $J(0)$ контролируется величиной начального импульса J_0 :

$$J_0 = k \cdot M \cdot D \cdot L_z / d_z, \quad (47)$$

где k – расчетно-эмпирический коэффициент; M – масса заряда взрывчатого вещества, кг; D – скорость детонации взрывчатого вещества заряда, м/с; L_z , d_z – длина и диаметр заряда взрывчатого вещества, м; K_z – коэффициент заряжения, $K_z = L_z / L$; $k = I \cdot 0,817$.

Отсюда:

$$I = 0,375 K_z (1 + 2 K_z) - 0,1875 (1 - K_z)^2 \ln \frac{1 + K_z}{1 - K_z}. \quad (48)$$

Принимается, что на расстоянии R_m (и более) растрескивание породы уже не происходит. Таким образом, радиус трещинообразования R_m является максимальным радиусом разрушения массива первичной прямой волной сжатия взрыва.

При использовании предохранительного взрывчатого вещества типа аммонит ПЖВ-20 с параметрами взрывания $d_s = 0,042$ м, $r_o = 0,021$ м, $d_z = 0,036$ м, плотностью заряда $\rho = 1050$ кг/м³, $L_z = 2,5$ м, $L = 3$ м, длиной забойки 0,5 м, массой заряда $M = 2,67$ кг относительный безразмерный максимальный радиус трещинообразования будет $R_t = 28,57$ и радиус трещинообразования $R_m = 0,6$ м.

Для контурных шпуров, располагаемых на высоте 0,2 м от почвы пласта, такой радиус трещинообразования при совместной выемке двух пластов недопустим вследствие ограничения зоны распространения трещин в почве величиной 0,2 м [14]. Следовательно, контурные шпуры в почве очистной камеры должны создавать зону пород не более 0,4 м. Для выполнения этого условия масса взрывчатого вещества их заряда в соответствии с расчетами по приведенным выше формулам должна быть не более 1,8 кг, что обеспечит $R_m = 0,39$ м. Длина такого заряда равна 1,8 м. С учетом минимально допустимой длины забойки длина шпура в этих условиях составит 2,3 м [40].

Таким образом, необходимо отметить, что представленные расчеты позволяют предложить два варианта ведения буровзрывной выемки сильвинитовых пластов некондиционной мощности.

В первом варианте при выемке одного пласта некондиционной мощности буровзрывным способом рекомендуется использовать шпуры длиной до 3,0 м, при этом масса взрывчатого вещества в шпуре составляет 2,67 кг и зона трещинообразования не превысит 0,6 м. Так как контурные шпуры располагаются на расстоянии не менее 0,1–0,2 м от контура выработки, то зона трещиноватости за контуром составит 0,4–0,5 м, что соответствует требованиям нормативных документов [14].

Во втором варианте при выемке пластов некондиционной мощности буровзрывным способом совместно с выемкой кондиционных по мощности пластов комбайновым способом необходимо использовать более короткие шпуры длиной не более 2,3 м, при этом масса взрывчатого вещества в шпуре составит 1,8 кг и зона трещинообразования не превысит 0,39 м. В этом случае при расположении контурных шпуров на расстоянии 0,2 м от контура выработки зона трещиноватости за контуром выработки (в том числе и в почве выработки) не превысит 0,19 м, что также соответствует требованиям нормативных документов [14].

Величина радиуса трещинообразования R_m , м, рассчитывается по формуле

$$R_m = 0,241 A^{0,35} \cdot q^{0,45} \cdot \sigma_{сж}^{-0,8} \cdot L^{-0,5}, \quad (49)$$

где $A = \rho \cdot C^2$, ρ – плотность породы, кг/м³ ($\rho = 2100$ кг/м³), C – скорость звука в породе, м ($C = 4500$ м/с); q – энергия взрывчатого вещества на 1 метр заряда, Дж, $q = M_1 \cdot Q_v$ ($M_1 = 1,069$ кг/м, $Q_v = 3,4 \cdot 10^6$ Дж); $\sigma_{сж} = 250 \cdot 10^5$ Па.

При указанных параметрах взрыва при массах зарядов взрывчатого вещества соответственно $M_1 = 2,67$ кг и $M_2 = 1,8$ кг радиусы трещинообразования будут $R_{1m} = 0,79$ м и $R_{2m} = 0,43$ м. Таким образом, формула (49) дает более высокие значения величины радиуса трещинообразования относительно формулы (46). Это объясняется использованием в них разных критериев прочности. В формуле (49) применяется традиционный статический показатель – прочность на сжатие в стандартном образце. В формуле (46) используется динамический показатель,

учитывающий интенсивность дробления образца при его разрушении.

Определение допустимой массы взрыва, безопасной по воздействию на междуканальные целики и почву выработки, производится по величине скорости смещения частиц массива (массовой скорости), не превосходящей критическую скорость смещения для данной породы [33], см/с:

$$V_{кр} = \frac{37,5(C_p^2 - 4C_z^2/3) \left\{ [1 + e(1 - 2\mu)]^{\frac{8}{3}} - 1 \right\}}{C_p [1 + e(1 - 2\mu)]^4}, \quad (50)$$

где C_p – скорость продольных колебаний, м/с; C_z – скорость поперечных колебаний, м/с; μ – коэффициент Пуассона; e – предельная деформация породы.

Массовая скорость на приведенном расстоянии $R_c = R/M^{0,333}$, см/с, имеет вид [33]

$$V = 235\,000(C_p \cdot \rho \cdot t)^{-0,5} \cdot R_c^{-n}, \quad (51)$$

где ρ – плотность породы, кг/м³; t – период собственных колебаний, мс; n – степень затухания скорости с расстоянием ($1,5 < n < 2$).

Выражение $235\,000(C_p \cdot \rho \cdot t)^{-0,5}$ является коэффициентом K конкретной породы в формуле канонического вида $V = K \cdot R_c^{-n}$.

Допустимая масса взрыва определяется по формуле (52), выведенной из выражения (51):

$$M_d = R^3 \left(\frac{V}{K} \right)^{3/n}. \quad (52)$$

При использовании формулы (52) расстояние R отсчитывается от центра взрыва комплекта шпуров до начала охраняемой зоны, т.е. практически до стенок выработки в заданном направлении. Зону трещин за контуром безопасности R создают крайние (оконтуривающие) шпуры комплекта, величина которой рассчитывается по формулам (46) и (49). Зоны трещинообразования от внутренних шпуров меньше расстояния между сериями шпуров и поэтому не влияют на трещинообразование при взрывании оконтуривающих шпуров.

Заключение

Исследования по обоснованию безопасных параметров буровзрывной отработки сильвинитовых пластов некондиционной мощности совместно с комбайновой выемкой

кондиционных пластов на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей позволяют сделать следующие выводы.

1. Установлено, что при буровзрывной отработке пласта некондиционной мощности минимальная проектная ширина очистной камеры должна быть увеличена на 1,7 м по сравнению с максимальной габаритной шириной используемого бурового, погрузочного или транспортного оборудования. При этом расчетная ширина очистной камеры с учетом зоны трещиноватости от буровзрывных работ должна быть увеличена на 1,0 м по сравнению с проектным значением, а минимальная высота выработки должна быть не менее 1,8 м.

2. Установлено, что при расчетной мощности междупластовой потолочины меньше допустимого значения буровзрывную выемку пласта некондиционной мощности целесообразно применять при залегании некондиционного по мощности пласта выше пласта кондиционной мощности.

3. Установлено, что при расчетной величине междупластовой потолочины, превышающей минимально допустимое значение, параметры отработки некондиционного по мощности пласта определяются только после расчетов параметров отработки кондиционного пласта.

4. Одним из вариантов нахождения ширины МКЦ на некондиционном пласте, которая выражается как разность между межосевым расстоянием на основном пласте и шириной камеры на некондиционном пласте, является определение методом подбора оптимальной ширины камеры, при которой степень нагружения МКЦ равна допустимому значению.

5. Установлено, что при буровзрывной выемке сильвинитового пласта некондиционной мощности радиус трещинообразования, определенный на основе расчета импульса взрыва и динамической прочности пород, не превышает 0,6 м, а при совместной выемке сильвинитового пласта некондиционной мощности буровзрывным способом и сильвинитового пласта кондиционной мощности комбайновым способом радиус трещинообразования не превышает 0,39 м. При этом безопасная масса заряда взрывчатого вещества определяется с учетом массовой скорости.

Библиографический список

1. Технология разработки калийных руд / В.Г. Зильбершмидт [и др.]. – М.: Недра, 1977. – 287 с.
2. Челпанова Е.В., Кошурников Н.С. О возможности разработки маломощных пластов Верхнекамского месторождения калийных солей // Известия вузов. Горный журнал. – 2004. – № 5. – С. 6–9.
3. Шваб Р.Г., Цыганков С.Н., Дешковский В.Н. Перспективы развития калийной промышленности в Республике Беларусь // Горная механика. – 2005. – № 3. – С. 84–88.
4. Старков Л.И., Земсков А.Н., Кондрашев П.И. Развитие механизированной разработки калийных руд. – Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2007. – 522 с.
5. Семенов В.В., Мальцев М.А., Петров В.П. Российские проходческо-очистные комбайны для добычи калийной руды и каменной соли // Глюкауф. – 2007. – № 1. – С. 31–33.
6. Новиков А. Оборудование фирмы DBT для камерно-столбовой системы разработки калийных выработок // Глюкауф. – 2007. – № 1. – С. 44–49.
7. Смышчич А.Д., Морев А.Б., Васко М.В. Системы разработки калийных месторождений: технологические схемы, оборудование, эффективность // Горная механика: науч.-техн. журнал. – 2008. – № 4. – С. 16–28.
8. Бензен Х. Калийная промышленность Германии // Глюкауф. – 2009. – № 1. – С. 27–30.
9. Морев А.Б., Смышчич А.Д., Казаченко Г.В. Горные машины для калийных рудников. – Минск: Интегралполиграф, 2009. – 544 с.
10. Методическое руководство по ведению горных работ на рудниках ОАО «Сильвинит». – Новосибирск: Наука, 2011. – 487 с.
11. Особенности разработки краевых частей Верхнекамского калийного месторождения / В.А. Соловьев, С.А. Константинова, Д.Н. Алыменко, Л.М. Спехов // Горный журнал. – 2011. – № 12. – С. 41–45.
12. Исаевич А.Г. Снижение запыленности атмосферы рабочей зоны при работе комбайнового комплекса с барабанным исполнительным органом // Стратегия и процессы освоения георесурсов: сб. науч. тр. / ГИ УрО РАН. – Пермь, 2015. – Вып. 13. – С. 264–266.
13. Исаевич А.Г. Актуальные вопросы организации проветривания тупиковых выработок // Стратегия и процессы освоения георесурсов: сб. науч. тр. / ГИ УрО РАН. – Пермь, 2016. – Вып. 14. – С. 266–268.
14. Указания по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов на Верхнекамском месторождении калийных солей. – СПб.–Пермь–Березники, 2014. – 130 с.
15. Методические рекомендации к «Указаниям по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов на Верхнекамском месторождении калийных солей». – СПб.–Пермь–Березники, 2014. – 66 с.
16. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности № 32935: утв. 11.12.2013. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2015. – Вып. 78. – 273 с.
17. Руководство по ведению взрывных работ на калийных рудниках Верхнекамского месторождения. – Пермь, 1984. – 195 с.
18. Мальцев В.М., Шабловский В.П. Экспериментальные исследования трещинообразования в соляных породах при взрыве одиночного шпурового заряда ВВ на две обнаженные поверхности // Разработка соляных месторождений: межвуз. сб. науч. тр. – Пермь, 1983. – С. 95–98.
19. Определение параметров комплекта шпуровых зарядов ВВ / В.А. Безматерных, П.А. Лыхин, Н.Н. Лешуков, В.М. Мальцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1975. – № 6. – С. 69–73.
20. Bandis S.C., Lumsden A.C., Barton N.R. Fundamentals of rock joint deformation // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – 1983. – Vol. 20, № 6. – P. 248–268. DOI: 10.1016/0148-9062(83)90595-8
21. Barton N., Bandis S., Bakhtar K. Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – 1985. – Vol. 22, № 3. – P. 121–140. DOI: 10.1016/0148-9062(85)93227-9
22. Bungum H., Mykkeltveit S., Kvaerna T. Seismic noise in Fennoscandia with emphasis on high frequencies // Bulletin of the Seismological Society of America. – 1985. – Vol. 75, № 6. – P. 1489–1513.
23. Pyrak-Nolte L.J., Myer L.R., Cook N.G.V. Transmission of seismic waves across single natural fractures // Journal of Geophysical Research: Solid Earth. – 1990. – Vol. 95, № B6. – P. 8617–8638. DOI: 10.1029/JB095iB06p08617
24. Fracture interface waves / B. Gu, K.T. Nihei, L.R. Myer, L.J. Pyrak-Nolte // Journal of Geophysical Research: Solid Earth. – 1996. – Vol. 101, № 1. – P. 827–835. DOI: 10.1029/95JB02846
25. Development of a fuzzy model for predicting the penetration rate of tricone rotary blasthole drilling in open pit mines / L. Kricak [et al.] // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2015. – № 115(11). – P. 1065–1071.
26. Drill monitoring results reveal geological conditions in blasthole drilling / P. Hatherly [et al.] // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2015. – № 78. – P. 144–154. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2015.05.006
27. Servet D. Variation of vertical and horizontal drilling rates depending on some rock properties in the marble quarries // International Journal of Mining Science and Technology. – 2014. – № 24 (2). – P. 269–273. DOI: 10.1016/j.ijmst.2014.01.020
28. Anforderungen an die Genauigkeit der Zündzeiten elektrischer Sprengzündler und Versuche zur Ermittlung des Einflusses des Verzögerungsintervalls auf das Sprengergebnis / H.-P. Gerhardt [et al.] // Kali und Steinsalz. – 2013. – Heft 1. – S. 20–29.
29. Behnsen H., Krüger D. Kongressbericht zur 29. Bergtechnischen Tagung 2013 in Hannover // Kali und Steinsalz. – 2013. – Heft 2. – S. 10–15.
30. Steinhage M., Triebel R. Arbeitsplatzgrenzwerte: Gesundheitsschutz der Arbeitnehmer verbessern und die Wettbewerbsfähigkeit der Industrie wahren // Kali und Steinsalz. – 2014. – Heft 3. – S. 6–13.
31. Лыхин П.А., Мальцев В.М. Нормированный импульс дробления как показатель дробимости горных пород // Физические проблемы разрушения массивов горных пород: сб. докл. междунар. конф. – М.: РАН, 1999. – С. 174–176.
32. Лыхин П.А., Мальцев В.М. Частный закон импульса разрушения горных пород свободным

ударом // Известия вузов. Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 53–55.

33. Мальцев В.М., Андрейко С.С. Метод расчета цилиндрического вруба с учетом величины коэффициента разрыхления взрывающей породы // Известия вузов. Горный журнал. – 2004. – № 4. – С. 70–72.

34. Андрейко С.С. Разработка параметров буровзрывных работ для эффективного инициирования выбросов соли и газа при пересечении выбросоопасных геологических нарушений // Наука – производству. – 2005. – № 1. – С. 52–54.

35. Мальцев В.М., Соловьев В.А. Ударно-импульсный метод расчета параметров клинового вруба // Взрывное дело. – 2008. – Вып. №99/56. – С. 20–32.

36. Мальцев В.М. Расчет радиуса зоны трещинообразования одиночного удлиненного заряда ВВ // Стратегия и процессы освоения георесурсов: сб. науч. тр. – Пермь: Изд-во ГИ УрО РАН, 2010. – С. 220–223.

37. Мальцев В.М. Определение динамической прочности горных пород по величине радиуса зоны трещиноватости от взрыва шпурового заряда ВВ // Стратегия и процессы освоения георесурсов: сб. науч. тр. – Пермь: Изд-во ГИ УрО РАН, 2011. – С. 262–263.

38. Параметры буровзрывного инициирования выбросов соли и газа при пересечении выбросоопасных геологических нарушений / О.И. Марков, С.П. Береснев, Ю.Б. Петровский, С.С. Андрейко, В.М. Мальцев // Горный журнал. – 2010. – № 8. – С. 75–77.

39. Правила безопасности при взрывных работах: Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. – М.: Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности, 2015. – Сер. 13, вып. 14. – 332 с.

40. Справочник взрывника / под ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988. – 511 с.

References

1. Zil'bershmidt V.G. et al. Tekhnologiiia razrabotki kaliinykh rud [Technology for the development of potash ores]. Moscow, Nedra, 1977, 287 p.

2. Chelpanova E.V., Koshurnikov N.S. O vozmozhnosti razrabotki malomoshchnykh plastov Verkhnekamskogo mestorozhdeniia kaliinykh solei [On the possibility of developing low-capacity strata of the Verkhnekamskoe potassium salt deposit]. *Izvestiia vuzov. Gornyi zhurnal*, 2004, no.5, pp.6-9.

3. Shvab R.G., Tsygankov S.N., Deshkovskii V.N. Perspektivy razvitiia kaliinoy promyshlennosti v Respublike Belarus' [Prospects for the development of the potash industry in the Republic of Belarus]. *Gornaia mekhanika*, 2005, no.3, pp.84-88.

4. Starkov L.I., Zemskov A.N., Kondrashev P.I. Razvitie mekhanizirovannoi razrabotki kaliinykh rud [Development of mechanized development of potash ores]. Perm', Izdatel'stvo Permskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta, 2007, 522 p.

5. Semenov V.V., Mal'cher M.A., Petrov V.P. Rossiiskie prokhodchesko-ochistnye kombainy dlia dobychi kaliinoy rudy i kamennoi soli [Russian sink-cleaning combines for the extraction of potassium ore and rock salt]. *Gliukauf*, 2007, no.1, pp.31-33.

6. Novikov A. Oborudovanie firmy DBT dlia kamernostolbovoi sistemy razrabotki i prokhodki vyrabotok [DBT equipment for chamber-pillar development and excavation]. *Gliukauf*, 2007, no.1, pp.44-49.

7. Smychnik A.D., Morev A.B., Vas'ko M.V. Sistemy razrabotki kaliinykh mestorozhdenii: tekhnologicheskie skhemy, oborudovanie, effektivnost' [Systems for the development of potash deposits: technological schemes, equipment, efficiency]. *Gornaia mekhanika*, 2008, no.4, pp.16-28.

8. Benzen Kh. Kaliinaia promyshlennost' Germanii [The potash industry in Germany]. *Gliukauf*, 2009, no.1, pp.27-30.

9. Morev A.B., Smychnik A.D., Kazachenko G.V. Gornye mashiny dlia kaliinykh rudnikov [Mining machines for potash mines]. Minsk, Integralpoligraf, 2009, 544 p.

10. Metodicheskoe rukovodstvo po vedeniiu gornykh rabot na rudnikakh OAO "Sil'vinit" [Methodological guidelines for mining operations at the mines of OJSC Silvinit]. Novosibirsk, Nauka, 2011, 487 p.

11. Solov'ev V.A., Konstantinova S.A., Alymenko D.N., Spekhov L.M. Osobennosti razrabotki kraevykh chastei Verkhnekamskogo kaliinogo mestorozhdeniia [Features of the

development of the marginal parts of the Verkhnekamsk potash deposit]. *Gornyi zhurnal*, 2011, no.12, pp.41-45.

12. Isaevich A.G. Snizhenie zapylenosti atmosfery rabochei zony pri rabote kombainovogo kompleksa s barabannym ispolnitel'nym organom [Reduction of dustiness in the atmosphere of the working area during the operation of the combine complex with a drum-type executive]. *Strategiia i protsessy osvoeniia georesursov. Sbornik nauchnykh trudov. Perm', Gornyi institut Ural'skogo otdeleniia Rossiiskoi akademii nauk*, 2015, iss.13, pp.264-266.

13. Isaevich A.G. Aktual'nye voprosy organizatsii provetrivaniia tupikovykh vyrabotok [Topical issues of organization of winding dead-end workings]. *Strategiia i protsessy osvoeniia georesursov. Sbornik nauchnykh trudov. Perm', Gornyi institut Ural'skogo otdeleniia Rossiiskoi akademii nauk*, 2016, iss.14, pp.266-268.

14. Ukazaniia po zashchite rudnikov ot zatopeniia i okhrane podrabatyvaemykh ob'ektov na Verkhnekamskogo mestorozhdeniia kaliinykh solei [Guidelines for the protection of mines from flooding and protection of work-in-process facilities at the Verkhnekamsk deposit of potassium salts]. Saint Petersburg, Perm, Berezniki, 2014, 130 p.

15. Metodicheskie rekomendatsii k "Ukazaniiam po zashchite rudnikov ot zatopeniia i okhrane podrabatyvaemykh ob'ektov na Verkhnekamskogo mestorozhdeniia kaliinykh solei" [Methodical recommendations to the "Guidelines for the protection of mines from flooding and protection of work-worn objects at the Verkhnekamsk deposit of potassium salts"]. Saint Petersburg, Perm, Berezniki, 2014, 66 p.

16. Pravila bezopasnosti pri vedenii gornykh rabot i pererabotke tverdykh poleznykh iskopaemykh [Safety rules for mining and processing of solid minerals]. Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoi bezopasnosti no.32935. Moscow, ZAO NTTs PB, 2015, iss.78, 273 p.

17. Rukovodstvo po vedeniiu vzryvnykh rabot na kaliinykh rudnikakh Verkhnekamskogo mestorozhdeniia [Guidelines for blasting operations at the potash mines of the Verkhnekamskoye deposit]. Perm', 1984, 195 p.

18. Mal'tsev V.M., Shablovskii V.P. Eksperimental'nye issledovaniia treshchinoobrazovaniia v solianykh porodakh pri vzryve odinochnogo shpurovogo zariada vzryvchatogo veshchestva na dve obnazhennye poverkhnosti [Experimental studies of crack formation in salt rocks during the explosion of a single blasting charge of an explosive on two exposed

surfaces]. *Razrabotka solianyykh mestorozhdenii. Mezhdvuzovskii sbornik nauchnykh trudov*. Perm', 1983, pp.95-98.

19. Bezmaternykh V.A., Lykhin P.A., Leshchukov N.N., Mal'tsev V.M. Opredelenie parametrov kompleksa shpurovykh zariadov vzryvchatykh veshchestv [Determining the parameters of a set of blasting charges of explosives]. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*, 1975, no.6, pp.69-73.

20. Bandis S.C., Lumsden A.C., Barton N.R. Fundamentals of rock joint deformation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1983, vol.20, no.6, pp.248-268. DOI: 10.1016/0148-9062(83)90595-8

21. Barton N., Bandis S., Bakhtar K. Strength, deformation and conductivity coupling of rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 1985, vol.22, no.3, pp.121-140. DOI: 10.1016/0148-9062(85)93227-9

22. Bungum H., Mykkeltveit S., Kvaerna T. Seismic noise in Fennoscandia with emphasis on high frequencies. *Bulletin of the Seismological Society of America*, 1985, vol.75, no.6, pp.1489-1513.

23. Pyrak-Nolte L.J., Myer L.R., Cook N.G.V. Transmission of seismic waves across single natural fractures. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 1990, vol.95, no.B6, pp.8617-8638. DOI: 10.1029/JB095iB06p08617

24. Gu b., Nihei K.T., Myer L.R., Pyrak-Nolte L.J. Fracture interface waves. *Journal of Geophysical Research: Solid Earth*, 1996, vol.101, no.1, pp.827-835. DOI: 10.1029/95JB02846

25. Kricak L. et al. Development of a fuzzy model for predicting the penetration rate of tricone rotary blasthole drilling in open pit mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 2015, no.115(11), pp.1065-1071.

26. Hatherly P. et al. Drill monitoring results reveal geological conditions in blasthole drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2015, no.78, pp.144-154. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2015.05.006

27. Servet D. Variation of vertical and horizontal drilling rates depending on some rock properties in the marble quarries. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2014, no.24 (2), pp.269-273. DOI: 10.1016/j.ijmst.2014.01.020

28. Gerhardt H.-P. et al. Anforderungen an die Genauigkeit der Zündzeiten elektrischer Sprengzündler und Versuche zur Ermittlung des Einflusses des Verzögerungsintervalls auf das Sprengergebnis. *Kali und Steinsalz*, 2013, heft 1, pp.20-29.

29. Behnshen H., Krüger D. Kongressbericht zur 29. Bergtechnischen Tagung 2013 in Hannover. *Kali und Steinsalz*, 2013, heft 2, pp.10-15.

30. Steinhage M., Triebel R. Arbeitsplatzgrenzwerte: gesundheitsschutz der arbeitnehmer verbessern und die wettbewerbsfähigkeit der industrie wahren. *Kali und Steinsalz*, 2014, heft 3, pp.6-13.

31. Lykhin P.A., Mal'tsev V.M. Normirovannyi impul's drobleniia kak pokazatel' drobimosti gornyykh porod [The normalized impulse of crushing as an index of the crushing of

rocks]. *Fizicheskie problemy razrusheniia massivov gornyykh porod. Sbornik dokladov mezhdunarodnoi konferentsii*. Moscow, Rossiiskaia akademiia nauk, 1999, pp.174-176.

32. Lykhin P.A., Mal'tsev V.M. Chastnyi zakon impul'sa razrusheniia gornyykh porod svobodnym udarom [Private law of the impulse of rock destruction by free impact]. *Izvestiia vuzov. Gornyi zhurnal*, 2001, no.1, pp.53-55.

33. Mal'tsev V.M., Andreiko S.S. Metod rascheta tsilindricheskogo vruba s uchetom velichiny koeffitsienta razrykhleniia vzryvaemoi porody [Method for calculating a cylindrical cut with allowance for the value of the coefficient of loosening of the explosive rock]. *Izvestiia vuzov. Gornyi zhurnal*, 2004, no.4, pp.70-72.

34. Andreiko S.S. Razrabotka parametrov burovzryvnykh rabot dlia effektivnogo initsirovaniia vybrosov soli i gaza pri peresechenii vybrosoopasnykh geologicheskikh narushenii [Development of parameters for drilling and blasting operations for effective initiation of salt and gas emissions at the intersection of emissions-hazardous geological disturbances]. *Nauka – proizvodstvu*. Perm', Izdatel'stvo Permskogo tekhnicheskogo universiteta, 2005, no.1, pp.52-54.

35. Mal'tsev V.M., Solov'ev V.A. Udarno-impul'snyi metod rascheta parametrov klinovogo vruba [Shock-pulse method for calculating the parameters of a wedge cut]. *Vzryvnoe delo*, 2008, iss.99/56, pp.20-32.

36. Mal'tsev V.M. Raschet radiusa zony treshchino-obrazovaniia odinochnogo udlinennogo zariada vzryvchatogo veshchestva [Calculation of the radius of the cracking zone of a single elongated explosive charge]. *Strategiia i protsessy osvoeniia georesursov. Sbornik nauchnykh trudov*. Perm', Izdatel'stvo Gornogo instituta Ural'skogo otdeleniia Rossiiskoi akademii nauk, 2010, pp.220-223.

37. Mal'tsev V.M. Opredelenie dinamicheskoi prochnosti gornyykh porod po velichine radiusa zony treshchinovatosti ot vzryva shpurovogo zariada vzryvchatogo veshchestva [Determination of the dynamic strength of rocks in terms of the radius of the zone of fracturing from the explosion of a blast charge of an explosive]. *Strategiia i protsessy osvoeniia georesursov. Sbornik nauchnykh trudov*. Perm', Izdatel'stvo Gornogo instituta Ural'skogo otdeleniia Rossiiskoi akademii nauk, 2011, pp.262-263.

38. Markov O.I., Beresnev S.P., Petrovskii Iu.B., Andreiko S.S., Mal'tsev V.M. Parametry burovzryvnoy initsirovaniia vybrosov soli i gaza pri peresechenii vybrosoopasnykh geologicheskikh narushenii [Parameters of drilling and explosive initiation of emissions of salt and gas at crossing of outburst-dangerous geological disturbances]. *Gornyi zhurnal*, 2010, no.8, pp.75-77.

39. Pravila bezopasnosti pri vzryvnykh rabotakh. Federal'nye normy i pravila v oblasti promyshlennoi bezopasnosti [Safety rules for blasting operations. Federal rules and regulations in the field of industrial safety]. Moscow, Nauchno-tehnicheskii tsentr issledovaniia problem promyshlennoi bezopasnosti, 2015, series 13, iss.14, 332 p.

40. Spravochnik vzryvnika [Explosion Handbook]. Ed. B.N. Kutuzov. Moscow, Nedra, 1988, 511 p.

Просьба ссылаться на эту статью в русскоязычных источниках следующим образом:

Обоснование безопасных параметров буровзрывной обработки силвинитовых пластов некондиционной мощности совместно с комбайновой выемкой кондиционных пластов на рудниках Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей / С.С. Андрейко, В.М. Мальцев, В.В. Аникин, С.Я. Жихарев // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Геология. Нефтегазовое и горное дело. – 2017. – Т.16, №4. – С.357–369. DOI: 10.15593/2224-9923/2017.4.7

Please cite this article in English as:

Andreyko S.S., Mal'tsev V.M., Anikin V.V., Zhikharev S.Ya. Justification on safe parameters of drilling and blasting mining of sylvinitic formations of unconventional thickness together with continuous mining of conventional formations in the mines of Verkhnekamskoe field of potassium and magnesium salts. *Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*, 2017, vol.16, no.4, pp.357-369. DOI: 10.15593/2224-9923/2017.4.7