

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-4-336-348

Обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных горных выработок с подчищающими зарядами взрывчатых веществ в опережающих скважинах вруба**В. И. Ляшенко¹, О. Е. Хоменко², М. Н. Кононенко²**

¹Государственное предприятие Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии (ГП «УкрНИПИИпромтехнологии»), г. Желтые Воды, Украина

²Национальный технический университет «Днепровская политехника», г. Днепр, Украина

Аннотация: Наиболее сложными и трудоемкими в добыче полезного ископаемого, требующими постоянного изучения и совершенствования технологии и технических средств для ее осуществления являются буровзрывные работы (БВР). Целью исследования является обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных и наклонных (до 12°) горных выработок на базе высокопроизводительного самоходного оборудования и новых конструкций призматических врубов с подчищающими зарядами взрывчатых веществ (ВВ) по 0,2 кг аммонита марки 6ЖВ, размещенных в опережающих скважинах диаметров от 65 до 105 мм. В работе представлены результаты анализа практического опыта и научных достижений в области буровзрывного разрушения твердых сред, механики сплошных сред. Обоснована потребность в новых конструкциях призматических врубов, надежность работы которых по образованию качественной (чистой) врубовой полости достигает 0,95–1,00. Рекомендованы варианты новых конструкций призматических врубов, особенность которых заключается в обеспечении каждой из них достаточным компенсационным объемом для работы шпуровых врубовых зарядов ВВ на разрушение трапециевидных перегородок с коэффициентом компенсационного объема от 2,50 до 1,34. Показаны перспективные направления исследований на примере рудных месторождений сложного строения и мощных тектонических разломов Кировоградского рудного района и кристаллических породах Украинского щита на шахтах Украины: ПАО «КЖРК», ЧАО «Сухая Балка» (г. Кривой Рог), ООО «Восток-Руда», ГП «ВостГОК» (г. Желтые Воды), ЧАО «ЗЖРК» и др. Предложены перспективные направления исследований на примере рудных месторождений сложного строения с типичными образованиями в узлах сочленения мощных тектонических разломов и применения экологически чистых эмульсионных ВВ, а также самоходных зарядчиков эмульсионных ВВ.

Ключевые слова: рудные массивы, горные выработки, буровзрывная проходка, призматические врубы, подчищающий заряд, безопасность, эффективность

Благодарность: В создании, совершенствовании и внедрении научных разработок принимали участие и оказывали содействие специалисты следующих организаций:

– Государственное предприятие «Украинский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт промышленной технологии» (ГП «УкрНИПИИпромтехнологии»), г. Желтые Воды, Украина;

– Государственное предприятие «Восточный горно-обогатительный комбинат» (ГП «ВостГОК»), г. Желтые Воды, Украина;

– Национальный технический университет «Днепровская политехника», г. Днепр, Украина;

– Казенное предприятие «Кировгеология» (КП «Кировгеология»), г. Киев, Украина.

В работе также принимали участие А.Х. Дудченко, А.А. Ткаченко, П.А. Кислый, А.С. Курдюков, А.Г. Скотаренко, В.И. Степанов, Н.П. Хмара и др.

Для цитирования: Ляшенко В. И., Хоменко О. Е., Кононенко М. Н. Обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных горных выработок с подчищающими зарядами взрывчатых веществ в опережающих скважинах вруба. *Горные науки и технологии*. 2020;5(4): 336-348. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-4-336-348

Substantiation of parameters of mine working drivage with blasting technique and cleaning charges in advance cutting holes

V. I. Lyashenko¹, O. E. Khomenko², M. N. Kononenko²

¹ State Enterprise Ukrainian Scientific Research and Design Institute of Industrial Technologies (SE "UkrNIPromtekhologii"), Zheltye Vody, Ukraine

²National Technical University "Dneprovskaya Polytechnica", Dnipro, Ukraine

Abstract: Drilling and blasting operations (D&B) are the most difficult and laborious operations in the process of mineral extraction, requiring permanent development and upgrading of methods and equipment. The aim of the study is to substantiate the parameters of drilling and blasting drivage of horizontal and inclined (up to 120°) mine workings on the basis of high-performance self-propelled equipment and new designs of box cuts with cleaning explosive charges (0.2 kg of 6ZhV ammonite), placed in advance holes of 65 to 105 mm in diameter. The paper presents the results of the analysis of practical experience and scientific achievements in the field of drilling-and-blasting rupture of solid media and continuum mechanics. The need for new designs of box cuts, reliability of which in the formation of high-quality (clean) cut cavity reaches 0.95-1.00, was substantiated. New design options of box cuts have been developed, the peculiarity of which consists in provision of sufficient compensation (peripheral) volume with the use of blast hole cut charges for blasting rupture of trapezoidal partitions, with the compensation volume factor of 2.50 to 1.34. Promising areas of research were shown using the example of complicated structure ore deposits and large faults in the Kirovograd ore district and crystalline rocks of the Ukrainian shield at the following mines of Ukraine: PJSC KZhRK, CJSC Sukhaya Balka (Kryvyi Rih), Vostok-Ruda LLC, SE VostGOK (Zheltye Vody), CJSC ZZhRK, etc. Promising areas of research were proposed using the example of complicated structure ore deposits typically formed at the junction of large faults; besides, the use of environmentally friendly emulsion explosives and self-propelled emulsion explosive chargers was recommended.

Keywords: ore mass, mine workings, drivage with blasting technique, box cut, cleaning charge, safety, performance

Acknowledgements: Specialists of the following organizations contributed to the creation, improvement and implementation of these research and development:

– State Enterprise Ukrainian Scientific Research and Design Institute of Industrial Technologies (SE "UkrNIPromtekhologii"), the city of Zheltye Vody, Ukraine;

– State Enterprise "Vostochny Mining and Processing Complex" (SE "VostGOK"), the city of Zheltye Vody, Ukraine;

– National Technical University "Dneprovskaya Polytechnica", Dnipro, Ukraine;

– State Enterprise "Kirovgeologiya", Kiev, Ukraine.

A. Kh. Dudchenko, A. A. Tkachenko, P. A. Kisly, A. S. Kurdyukov, A. G. Skotarenko, V. I. Stepanov, N. P. Khmara also participated in the work.

For citation: Lyashenko V. I., Khomenko O. E., Kononenko M. N. Substantiation of parameters of mine working drivage with blasting technique and cleaning charges in advance cutting holes. *Gornyye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(4):336-348. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-4-336-348

Введение

Наиболее сложными и трудоемкими в добыче полезного ископаемого, требующими постоянного изучения и совершенствования технологии и технических средств для ее осуществления являются буровзрывные работы (БВР) [1, 2]. Сооружение горных выработок в этом случае связано с выполнением целого цикла горных работ, среди которых буровзрывные работы являются первичными [3, 4]. Учет параметров и различного назначения выработок (транспортное, вентиляционное и

т. д.) также является важным при проектировании и реализации БВР [5–7]. Каждая выработка по ее назначению в соответствии с проектом должна быть качественно пройдена с целью ее безопасной эксплуатации на протяжении всего срока существования, что является важной задачей [8, 9]. Данная работа является продолжением исследований с участием авторов, основные научные и практические результаты которых наиболее полно приведены в работах [10–12].

Цели и задачи. Целью исследования является обоснование параметров буровзрывной проходки горизонтальных и наклонных (до 12°) горных выработок на базе высокопроизводительного самоходного оборудования и новых конструкций призматических врубов с подчищающими зарядами ВВ по 0,2 кг аммонита марки 6ЖВ, размещенных в опережающих скважинах диаметров от 65 до 105 мм. Это обеспечит качественное проведение выработки с уходом за цикл не менее 3,0–3,5 м, повышение скорости проходки с 50–70 м/мес. в настоящее время и до 300 м/мес. на проходческий комплекс в ближайшей перспективе. Для достижения поставленной цели экспериментально полученные данные сравниваются с данными расчетов. Задачей исследования является разработка и организация экспериментов по новым конструкциям призматических врубов с подчищающими зарядами ВВ по 0,2 кг аммонита № 6ЖВ, размещенных в опережающих скважинах для буровзрывной проходки горизонтальных и наклонных (до 12°) горных выработок в условиях конкретного металлического месторождения [13].

Изучение характеристик массивов пород рудного месторождения сложного строения

Рассматриваемое рудное месторождение сложного строения является типичным образованием в узлах сочленения мощных тектонических разломов Кировоградского рудного района Украины. Совокупностью физико-механических свойств горных пород, слагающих данное месторождение, природно созданы геомеханические условия, в которых будут безопасно производиться подготовительно-нарезные и очистные работы. Для этого необходимо постоянно выполнять оценку напряженного деформационного состояния (НДС) горного массива (геомеханический мониторинг) различными методами и техническими средствами, включая натурные исследования в шахтных условиях влияния техногенных пустот на устойчивость горного массива [14]. При оценке устойчивости горных выработок

требуется постоянное исследование коэффициента структурного ослабления (отношение сцепления по контактам естественных трещин к сцеплению в монолитной породе), который имеет решающее значение при определении необходимости и типа крепления этих выработок. Его значение для рассматриваемых породных массивов изменяется в пределах от 0,32 до 0,39 [15].

Практика отработки аналогичных месторождений является наследственной как по технологии добычи и переработки полезного ископаемого, так и по ликвидации последствий горных работ. На примере отработки этих залежей можно ожидать и прогнозировать многие параметры свойств горных массивов, которые должны быть близки не только качественно, но и количественно. Результаты натуральных замеров для вышеуказанных месторождений показали, что направление трещин, как правило, совпадает с проектированием залежей, в основном преобладают трещины, распространяющиеся под углом более 45° [16].

Основные процессы, проходящие в горных массивах после образования выработанных пространств (подготовительно-нарезных и очистных выработок), подлежащие мониторингу [17]:

- формирование НДС массивов пород и его изменение во времени;
- сдвигание (обрушение) горных пород, проявляющееся в разнообразных формах;
- взаимодействие пород и крепей.

Горное давление формируется гравитационными силами вертикального налегающего столба горных пород (до поверхности) и касательными напряжениями тектонических подвижек. Силы горного давления объективно существуют независимо от образования техногенных пустот в горном массиве, но процессы изменения целостности поверхностей возможны только после их образования. Геомеханическое природное фактическое силовое поле массива горных пород имеет в каждой точке координатной сетки пространства

потенциалы НДС, значения которых изменяются и перераспределяются в зависимости от формы и параметров горных выработок. При условиях допустимых параметров обнажений горные выработки сохраняются в ненарушенном безопасном состоянии [18].

Проявление необратимых деформаций, изменяющих массив пород, имело место при проходке разведочно-эксплуатационного ствола в виде растрескивания и отслаивания кусков породы от стенки на глубине 870–880 м, что свидетельствует о возможности опасной разгрузки горного массива (стреляния) после образования выработанного пространства. Рудовмещающие породы и рудные залежи такого месторождения, слагающие основной массив, весьма устойчивы, разведочные выработки, пройденные в них, способны длительное время сохранять свою форму без заметных признаков деформации, за исключением появления трещин и небольших отколов, вызываемых изменениями природного поля напряжений.

На этом месторождении участки ослабленных пород являются коллекторами статических запасов подземных вод и одновременно могут являться причиной образования заколов и вывалов горных пород на отдельных тектонически нарушенных участках в местах образования тектонических глин – это зоны Сиенитового и Секущего разломов, мощность которых составляет 40–50 м. Данные наблюдений за проходкой скважин показывают, что зоны неустойчивых пород встречались во всех разрывных тектонических нарушениях. В таких зонах нарушений наблюдается откол крупных кусков на контактах лежащего и висячего боков нарушений. Поэтому при проходке выработок, пересекающих эти зоны, требуется оборка кровли и стенок выработок, а в отдельных случаях для сохранения выработок необходимо упрочняющее анкерное крепление [19].

На этом месторождении крупные массивы гнейсов отсутствуют, а встречаются в гранитах.

Горные удары, стреляние и выбросы пород не отмечались. В процессе эксплуатации месторождения при подходе к глубинным тектоническим зонам необходимо бурение опережающих скважин с целью определения не только обводненности, но и газоносности. Контроль содержания газов в рудничной атмосфере должен осуществляться систематически вентиляционной и газоспасательной службой [20]. Главные мероприятия при эксплуатации месторождений направлены на доведение до безопасного содержания вредных аэрозолей и сведение к минимуму их воздействия на все группы работающего на технологических операциях персонала. На месторождении пробурено 673 глубоких разведочных скважины без учета скважины подземного бурения. Все скважины вынесены на карту ликвидационного тампонажа, но не все затампонированы [21].

Обоснование выбора оборудования для проходки горных выработок

Состав комплексов самоходного оборудования для проходки горизонтальных и наклонных выработок включает [22]:

- буровую каретку;
- погрузочно-транспортную машину.

Рассмотрены два варианта комплексов самоходного оборудования с дизельным приводом ходовой части:

- 1) фирмы Atlas Copco:
 - буровой станок Boomer 281(282);
 - погрузочно-доставочная машина ST 3,5;
- 2) фирмы Tamrock:
 - буровой станок Минибур 1Ф;
 - погрузочно-доставочная машина TORO 151.

Техническая характеристика рассматриваемых комплексов для проходки горизонтальных и наклонных выработок приведена в табл. 1.

Производительность при погрузке и транспортировке горной массы при проходке горных выработок и очистных забоях комплекса машин Boomer 281(282), ST 3,5 (табл. 2) и комплекса Минибур 1Ф, TORO 151 (табл. 3).

Таблица 1

Техническая характеристика комплексов для проходки горизонтальных и наклонных выработок

Параметр	Комплекс фирмы Atlas Copco		Комплекс фирмы Tamrock	
	Буровой станок	Погрузочно-доставочная машина	Буровой станок	Погрузочно-доставочная машина
Тип машины	Boomer 281(282)	ST 3,5(ST710)	Минибур 1Ф	TORO 151
Емкость ковша, м ³		3,6		1,75
Грузоподъемность, т, при $\gamma = 1,66$ т/м ³		5,2		2,5
Габаритные размеры, мм :				
длина	11620	8824	8500	6970
ширина	1650	2040	1200	1480
высота:				
в транспортном положении	2100	2104	1850	1235
при разгрузке		4374*		
при работе		1719		1740
Двигатель:				
мощность, кВт (л. с.)	42 (75)	149 (200)	30 (40)	53 (71)
шина	8,25R15	17,5×25	10×15	12×20
емкость бака, л	60	191	50	80
расход топлива, кг/ч	13,5	36	7,2	13
установленная мощность, кВт	63		55	
Рабочая масса, т	9,3	18,2	7,0	8,7
Перфоратор, тип	COP 1432		1Гл300С	
Расход воды, м ³ /ч	2,9		2,9	
Уровень шума, дБ (А)	<106		<106	
Площадь обустройства, м ²	10÷31		4÷18	
Расход воздуха на вентиляцию забоя, м ³ /с		17		6

Примечание. От почвы до кромки ковша при разгрузке непосредственно в транспортные сосуды.

Таблица 2

Производительность комплекса Boomer 281(282), ST 3,5

Показатель	Расстояние транспортирования, м									
	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500
Часовая производительность, т/ч	107,2	89,8	77,6	67,8	60,8	55	49,8	45,8	42,2	39,4
Сменная производительность, т/см.	536	448	388	338	304	272	248	228	210	196
Суточная производительность, т/сут	1608	1344	1164	1014	912	816	744	686	630	588
Годовая производительность, тыс.т/год	386	322	254	244	218	196	178	164	152	142

Таблица 3

Производительность комплекса Минибур 1Ф, TORO 151

Показатель	Расстояние транспортирования, м									
	50	100	150	200	250	300	350	400	450	500
Часовая производительность, т/ч	53,6	44,9	38,8	33,9	30,4	27,5	24,9	22,9	21,1	19,7
Сменная производительность, т/см.	268	224	194	169	152	136	124	114	105	98
Суточная производительность, т/сут	804	672	582	507	456	408	372	343	315	294
Годовая производительность, тыс.т/год	193	161	127	122	109	98	89	82	76	71

В результате анализа преимуществ и недостатков комплексов ведущих фирм мира можно сделать следующие выводы:

- высокие эргономические качества погрузочно-доставочных машин и самосвалов фирмы Atlas Copco являются их преимуществом перед фирмой Tamrock;

- производительность Boomer 281(282), ST 3,5 фирмы Atlas Copco на проходческих работах в 2 раза выше комплекса Минибур 1Ф, TORO 151 фирмы Tamrock при одинаковых расстояниях транспортирования горной массы;

- годовая производительность погрузочно-доставочных машин ST 3,5 в 2 раза выше чем у TORO 151;

- для механизации процесса зарядания шпуров и скважин целесообразно использовать самоходную зарядную установку с дизельным приводом.

Обеспечение разработки паспорта буровзрывных работ проходки горных выработок

На практике рациональные расстояния между шпурами рассчитываются по известной формуле проф. В.Н. Мосинца [13, 16]:

$$a = KW, \text{ м}, \quad (1)$$

где K – коэффициент, учитывающий назначение шпура, $K = 1,0 - 1,3$ для отбойных шпуров, $K = 0,75$ – для контурных шпуров почвы, $K = 0,85$ для контурных шпуров кровли, $K = 0,95$ – для контурных шпуров по бокам выработки.

Формула справедлива при диаметре компенсационной скважины от 50 до 200 мм. Недостатки контурного взрывания заключаются в следующем: увеличивается число шпуров на 10–15 %, возрастают затраты труда на зарядание. Из практики контурного взрывания расстояние между шпурами в оконтуривающем ряду следует принимать с поправкой на глубину трещинообразования от взрыва отбойных предконтурных зарядов последнего ряда:

$$a_k \leq (0,8 - 1,0)W_k, \text{ м} \quad (2)$$

где W_k – линия наименьшего сопротивления оконтуривающих зарядов, м, которая для крепких пород (по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f = 16$) по данным практики равна 0,60–0,65 м. Таким образом, расстояние между шпурами по контуру равно $a_k \leq (0,8 - 1,0) \cdot 0,6 \leq 0,5 - 0,6$ м. В среднем принимают $a = 0,55$ м.

Проектируемый удельный расход ВВ определяется на основе расчета или опыта проведения горных выработок соответствующим типом ВВ. Удельный расход нового ВВ на проходку горной выработки корректируется согласно формуле

$$q_n = q \cdot K_{\text{раб}}, \text{ кг/м}^3, \quad (3)$$

где q – удельный расход применяемого ВВ (аммонит № 6ЖВ), кг/м³, $K_{\text{раб}}$ – коэффициент работоспособности применяемого ВВ, ед.;

$$K_{\text{раб}} = \frac{e_n}{e}, \quad (4)$$

где e_n – работоспособность применяемого ВВ, см³. Работоспособность аммонита № 6ЖВ и граммонита 79/21 равна $e = 360 - 370$ см³ при плотности зарядания $\rho = 1,0 - 1,1$ г/см³ (от 0,8 г/см³ для граммонита 79/21; гранулита АС-4; АС-4В; АС-8; АС-8В до 1,6 г/см³ – для аммонита скального № 1 и др.); при применении другого типа ВВ удельный расход корректируется через коэффициент работоспособности.

Выполнение буровых работ предусматривается по двум вариантам используемой техники:

- буровой станок Simba M4C фирмы Atlas Copco;

- буровой станок SOLO 1L фирмы Tamrock (табл. 4).

Для эффективного ведения взрывных работ, обеспечения щадящего воздействия на вмещающие породы регламентируется использование следующих типов взрывчатых веществ (табл. 5).

Таблица 4

Техническая характеристика буровых станков

Параметр	Atlas Copco	Tamrock
Тип машины	Simba M4C	SOLO 1L
Перфоратор	COP 2550EX	TAMROCK 510LX
Диаметр скважин, мм	64–102	64–89
Оптимальная глубина, м	51	30
Габаритные размеры, мм		
длина	10 500	6450
ширина	2350	1670
высота:		
в транспортном положении	2875	2150
в рабочем положении	2965	2750
Двигатель:		
мощность, кВт (л.с.)	115 (156)	30 (42)
Установленная мощность, кВт	118	60
Масса, т	17,8	7,5

Таблица 5

Сейсмическая активность ВВ

Тип ВВ	Плотность заряда, г/см ³	Теплота взрыва, кДж	Скорость детонации, км/с	Коэффициент сейсмической активности
Аммонит № 6ЖВ	1,0–1,2	4305	3,6–4,8	1,0
Граммонит 79/21	0,80–0,85 (насыпная)	4285	3,2–4,0	1,0
Гранулит АС-4; АС-4В	0,8–0,9 (насыпная)	4522	3,0–3,5	1,03
Гранулит АС-8; АС-8В	0,8–0,95 (насыпная)	5191	3,0–3,6	1,12
Аммонал А-200	0,95–1,1 (патрон)	4932	4,2–4,6	1,07
Аммонал М-10	0,95–1,2 (патрон)	5645	–	1,19
Аммонал скальный № 3	1,0–1,1 (патрон)	5684	4,2–4,6	1,19
Аммонит скальный № 1	1,43–1,58	5400	6,0–6,5	1,17

Разработка призматических врубов с двумя скважинами диаметром $d = 65$ мм

При контурном взрывании определяется количество шпуров по контуру сечения на основе ранее обоснованных для этой цели параметров. В число шпуров на забой входят шпуры вруба, количество которых зависит от его конструкции. Чем больше количество шпуров во врубе, тем больше их эффективность. Для окончательного оформления врубовой полости применяются вспомогательные шпуровые заряды, от работы которых зависит качество отбойки горной массы по забою и длина уходки за цикл. Все шпуры за пределами вруба и контура сечения распределяются

равномерно по забою и носят название отбойных [23, 24].

Практикой доказано, что в связи с невозможностью соблюсти расчетные геометрические параметры вруба из-за нарушений, появляющихся в процессе обуривания забоя, заряды шпуров не обеспечивают очистку врубовой полости на всю глубину уходки [25, 26]. В результате снижается длина уходки забоя при низком коэффициенте использования шпура. Для повышения качества очистки врубовой полости применяют подчищающий заряд, который взрывается последним во врубе на большей глубине (300–400 мм) в компенсационной скважине. Для очистки врубовой поло-

сти подчищающий заряд целесообразно размещать в компенсационной скважине малого диаметра (65, 74, 85 мм), в том случае если нет уверенности в очистке врубовой полости без него. Применение подчищающего заряда во врубе повышает надежность его очистки и обеспечивает качественное образование до 90–95 %. Для обеспечения уходки проходческого забоя горизонтальных и наклонных (до 12°) горных выработок до 3,5 м и более разработаны прямые призматические врубы с двумя скважинами диаметром $d = 65$ мм, на забое которых размещены подчищающие заряды по 0,2 кг аммонита № 6ЖВ, один из которых приведен на рис. 1.

Исследование компенсационных объемов для различных вариантов врубов

Коэффициенты компенсационных объемов для различных вариантов врубов при взрывах первого заряда врубовых шпуров на компенсационную скважину: $d = 105$ мм – 2,5; $d = 85$ мм – 2,0; $d = 74$ мм – 2,14. При взрыве четвертого врубового заряда коэффициент

компенсационного объема составил для компенсационных скважин $d = 105$ мм – 1,44; $d = 85$ мм – 1,36; $d = 74$ мм – 1,34.

Установлено, что работа первых зарядов в донной части вруба на скважины происходит в условиях с избыточным компенсационным объемом, а работа последних врубовых зарядов (четвертых по замедлению) происходит в условиях со слабым зажимом. Основными параметрами шпуров являются диаметр ($d_{ш}$), длина ($l_{ш}$) и глубина (рис. 2).

При правильно выполненных в процессе бурения предложенных конструкциях врубов будут соблюдены вышеописанные условия работы врубовых зарядов и ожидается качественная проработка ими горного массива, что позволит достичь высокоэффективного использования шпуров всего забоя. Выбор наиболее эффективных врубов из предлагаемых вариантов необходимо производить в процессе опытных работ при внедрении паспортов буровзрывных работ в забоях горизонтальных и наклонных (до 12°) горных выработок.

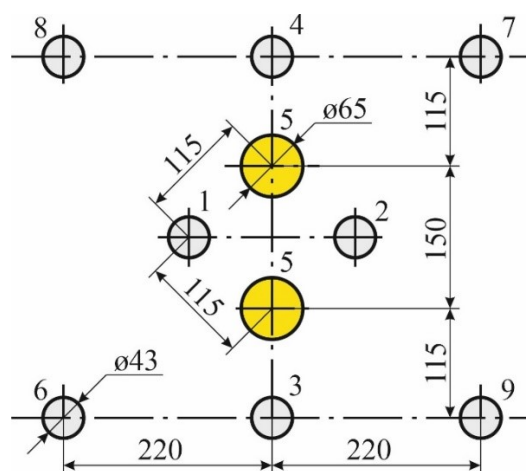


Рис. 1. Призматический вруб с двумя скважинами и подчищающими зарядами в них:
 1, 2, 3, 4 – врубовые шпуровые заряды, взрываемые поочередно; 5 – подчищающие заряды (пятое замедление);
 6, 7, 8, 9 – вспомогательные шпуровые заряды

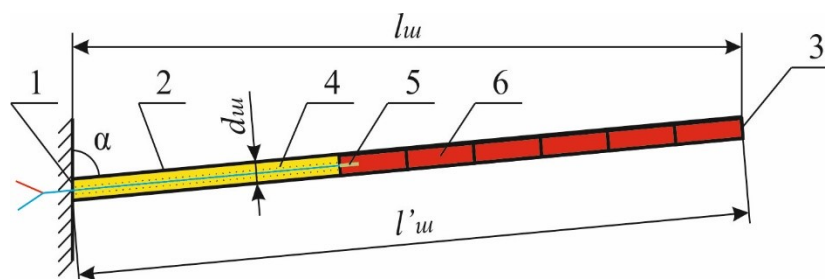


Рис. 2. Конструкция шпурового заряда:
 1 – устье шпура; 2 – стенка шпура; 3 – забой шпура; 4 – забойка; 5 – электродетонатор; 6 – патрон ВВ;
 α – угол наклона, град

Таблица 6

Порядок взрывания шпуровых зарядов ВВ в забое

Наименование шпуров	Номера		Степень замедления
	шпуров	замедлений	
Врубовые	1	0	0
	2, 3	1	0,025
	4, 5	2	0,050
Вспомогательные	6–9	3	0,075
	10–11	4	0,100
	12–15	5	0,150
	16, 17	6	0,250
Отбойные	18–27	7	0,500
	28–41	8	0,750
Оконтуривающие: стенные и потолочные; почвенные (полозовые); почвенные (угловые)	42–61	9	1,000
	62–68	10	1,500
	69–70	11	2,000

Таблица 7

Порядок взрывания шпуровых зарядов ВВ в забое

Показатель	Значения
Горная порода	Альбититы
Крепость пород по М.М. Протодьяконову	16
Трещиноватость	Средняя
Площадь поперечного сечения, м ²	13,8
Наименование вруба	Прямой цилиндрический
Количество шпуров всего, шт., и их длина, мм:	70
компенсационных скважин;	2, длиной 3800
врубовых;	3, длиной 3500
вспомогательных;	12, длиной 3500
отбойных;	24, длиной 3500
оконтуривающих	29, длиной 3500
Диаметр компенсационных скважин, мм	65
Диаметр шпуров, мм	40
Наименование ВВ	Аммонит № 6ЖВ
Величина зарядов шпуров, кг	190,4
Масса подчищающих зарядов ВВ в компенсационных скважинах, кг	0,6
Общий расход ВВ на один взрыв, кг	191,0
Объем взрывающей горной массы, м ³	45,88
Коэффициент использования шпура	0,95
Удельный расход ВВ, кг/м ³	4,16
Способ взрывания	Электрический с обратным инициированием
Средства взрывания	Типа Primadet

Таким образом, основными исходными данными для проектирования безопасной технологии проведения горных выработок, по которым разрабатывается паспорт буровзрывных работ, являются [27]:

– оценка геомеханических условий, в том числе коэффициент крепости по М.М. Протодяконову, блочность массива (тип трещиноватости), направление слоистости и т.д.);

– скорость проходки горной выработки, от которой зависит длина уходки за цикл до 3,5 м;

– тип вруба в зависимости от длины уходки за цикл; все разработанные врубы применяются для уходки за цикл в пределах 2,5–3,5 м и более; эффективность вруба с уходкой более 3,5 м оценивается после опытной проверки.

Порядок взрывания шпуровых зарядов ВВ в забое при буровзрывной проходке горизонтальной горной выработки сечением (4300×3600 мм) приведен в табл. 6, а условия и показатели взрыва – в табл. 7.

Перспективные направления исследований

Перспективным в исследованиях и проведении опытно-экспериментальных работ является применение эмульсионных ВВ (ЭВВ) и комплексов оборудования для механизированного приготовления и заряжания шпуров и скважин при проходке горных выработок. На сегодня объемы и масштабы внедрения экологически чистого ЭВВ Украинит-ПП-2 значительно увеличились – расширились география и сфера применения на шахтах Украины: ПАО «КЖРК», ЧАО «Сухая Балка» (г. Кривой Рог) и ООО «Восток-Руда» (г. Желтые Воды), ЧАО «ЗЖРК», опробованы также первые опытно-экспериментальные зарядки кругового веера скважин (диаметром 89–105 мм и длиной до 30 м), ведутся работы по совершенствованию технологии приготовления компонентов ЭВВ.

При поддержке Госгорпромнадзора Украины и Криворожской горнотехнической инспекции промышленные испытания ЭВВ Украинит-ПП-2 будут продолжены на шахтах

ПАО «КЖРК» и ГП «ВостГОК». Заинтересованность в проведении опытно-экспериментальных работ по применению эмульсионных ВВ проявляют и другие предприятия развитых горнодобывающих стран [10–12, 28].

Выводы

1. *Показано*, что диаметр шпурового заряда является важным параметром при проходке горных выработок, так как от него зависят концентрация ВВ в шпуре, скорость детонации и расстояние ее передачи, скорость бурения шпуров и трудоемкость буровых работ в целом, качество оконтуривания проектного сечения горной выработки и экономические показатели. Применять диаметр шпуров в проходческих забоях более 40–42 мм нецелесообразно. Уменьшение диаметра шпуров до 36 мм повышает эффективность буровзрывной проходки горных выработок.

2. *Определено*, что для обеспечения уходки за цикл не менее 3,3–3,5 м кроме производительного самоходного оборудования возникает потребность в новых конструкциях призматических врубов, надежность работы которых по образованию качественной (чистой) врубовой полости достигает 0,95–1,00.

3. *Разработаны* новые конструкции призматических врубов, особенность которых заключается в обеспечении каждой его конструкции достаточным компенсационным объемом (опережающие скважины диаметров от 65 до 105 мм, в которых размещены подчищающие заряды по 0,2 кг аммонита № 6ЖВ) для работы шпуровых врубовых зарядов на разрушение трапециевидных перегородок с коэффициентом компенсационного объема от 2,50 до 1,34.

4. *Рекомендован* порядок разработки паспорта буровзрывных работ, обеспечивающего качественное проведение выработки с уходкой за цикл не менее 3,0–3,5 м, повышение скорости проходки с 50–70 м/мес. (в настоящее время) до 300 м/мес. на проходческий комплекс в ближайшей перспективе.

Библиографический список

1. Jonson D. Controlled shock waves and vibrations during large and intensive blasting operations under Stockholm city. Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the *10th Int. Symp. On Fragmentation due to Blasting* (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November. 2012. P. 49-58.
2. Monalas F. I., Arusu T. Blasting works in urban area A Singapore case study. Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the *10th Int. Symp. On Fragmentation due to Blasting* (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November. 2012. P. 23-30.
3. Gupta I. D., Trapathy G. R. Comparison of construction and mining blast with specific reference to structural safety. *Indian Mining and Engineering Journal*. 2013;54(4):13-17.
4. Kelly B. Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity. Proceedings, *Thirty-Eighth Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University*. Stanford: Stanford University. 2013. P. 139–150.
5. Reiter K., Heidbach O. 3-D geomechanical-numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada). *Solid Earth*. 2014;(5):1123-1149.
6. Polak C. International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria. Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: *Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues*. International Atomic Energy Agency. Vienna. 2014. P. 8–9. URL: <http://www-pub.iaea.org/iaea-meetings/46085/> (дата обращения: 19.08.2016).
7. *Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste*. Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. Vienna. 2014. P. 246. URL: <http://www.iaea.org/books> (дата обращения: 19.08.2016).
8. Сафонов О. П., Шкреба О. П. *Вероятностный метод оценки сейсмического эффекта промышленных взрывов*. М.: Недра; 1970. 56 с.
9. Шашурин С. П., Плакса Н. В., Лебедев А. П. *Разработка мощных рудных месторождений системами с одностадийной выемкой*. М.: Недра, 1971. 201 с.
10. Ляшенко В. И., Франчук В. П., Кислый Б. П. Модернизация технико-технологического комплекса уранодобывающего производства. *Горный журнал*. 2015;(1):26-32.
11. Lyashenko V., Vorob'ev A., Nebohin V., Vorob'ev K. Improving the efficiency of blasting operations in mines with the help of emulsion explosives. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;12(1):95–102.
12. Ляшенко В.И., Хоменко О.Е., Голик В.И. Развитие природоохранных и ресурсосберегающих технологий подземной добычи руд в энергонарушенных массивах. *Горные науки и технологии*. 2020;5(2):104-118. DOI: [10.17073/2500-0632-2020-2-104-118](https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-104-118).
13. Мосинец В. Н. *Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах*. М.: Недра; 1976. 271 с.
14. Цейтлин Я. И., Смолий Н. И. *Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов*. М.: Недра, 1981. 192 с.
15. Богацкий В. Ф., Фридман А. Г. *Охрана сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов*. М.: Недра; 1982. 162 с.
16. Мосинец В. Н., Абрамов А. В. *Разрушение трещиноватых и нарушенных пород*. М.: Недра, 1982. 248 с.
17. Садовский М. А. *Геофизика и физика взрыва*. М.: Недра; 1997. 334 с.
18. Слепцов М. Н., Азимов Р. Ш., Мосинец В. Н. *Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов*. М.: Недра; 1986. 206 с.
19. *Добыча и переработка урановых руд в Украине: Монография*. Под общ. ред. А.П. Чернова. Киев: АДФУ-Украина; 2001. 238 с.
20. Кутузов Б. Н., Белин В. А. *Проектирование и организация взрывных работ*. М.: МГГУ; 2011. 410 с.
21. Сивенков В. И., Иляхин С. В., Маслов И. Ю. *Эмульсионные взрывчатые вещества и неэлектрические системы инициирования*. М.: Щит-М; 2013. 320 с.
22. Трубецкой К. Н., Захаров В. Н., Викторов С. Д., Жариков И. Ф., Закалинский В. М. Взрывное разрушение горных пород при освоении недр. *Проблемы недропользования*. 2014;(3):80-95.
23. Трубецкой К. Н. *Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых*. М.: ИПКОН РАН; 2014. 196 с.
24. Франтов А. Е., Бригадин И. В., Тучков Е. Н., Дорошенко С. И. О связи энергетических и взрывчатых характеристик при оценке действия взрыва в сложных горнотехнических условиях. *Взрывное дело*. 2015;113/70:204-216.
25. Оверченко М. Н., Мозер С. П., Галушко Ф. И., Луньков А. Г. Развитие схем контурного взрывания для проходки подземных горных выработок. *Взрывное дело*. 2016;115/72:202-214
26. Ракишев Б. Р., Ракишева З. Б., Ауэзова А. М. Скорости и время расширения цилиндрической взрывной полости в массиве пород. *Взрывное дело*. 2014;111/68:3-17.

27. Ильяхин С. В., Норов А. Ю., Якшибаев Т. М. Определение радиуса зон трещинообразования горного массива при камуфлетном взрыве. *Взрывное дело*. 2016;116/73:29-36.
28. Умаров Ф. Я., Насиров У. Ф., Нутфуллоев Г. С., Назаров З. С., Шарипов Л. О. Повышение эффективности проходки подземных горных выработок с использованием шпуровых зарядов с кумулятивным эффектом. *Известия вузов. Горный журнал*. 2020;(3):15-23. DOI: [10.21440/0536-1028-2020-3-15-23](https://doi.org/10.21440/0536-1028-2020-3-15-23)

References

1. Jonson D. Controlled shock waves and vibrations during large and intensive blasting operations under Stockholm city. Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the *10th Int. Symp. On Fragmentation due to Blasting* (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November. 2012. P. 49-58.
2. Monalas F. I., Arusu T. Blasting works in urban area A Singapore case study. Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the *10th Int. Symp. On Fragmentation due to Blasting* (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November. 2012. P. 23-30.
3. Gupta I. D., Trapathy G. R. Comparison of construction and mining blast with specific reference to structural safety. *Indian Mining and Engineering Journal*. 2013;54(4):13-17.
4. Kelly B. Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity. Proceedings, *Thirty-Eighth Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University*. Stanford: Stanford University. 2013. P. 139–150.
5. Reiter K., Heidbach O. 3-D geomechanical-numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada). *Solid Earth*. 2014;(5):1123-1149.
6. Polak C. International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria. Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: *Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues*. International Atomic Energy Agency. Vienna. 2014. P. 8–9. URL: <http://www-pub.iaea.org/iaeameetings/46085/> (дата обращения: 19.08.2016).
7. *Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste*. Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. Vienna. 2014. P. 246. URL: <http://www.iaea.org/books> [Accessed: 19.08.2016]
8. Safonov O. P., Shkreba O. P. *A probabilistic method for assessing seismic effect of commercial blasting*. Moscow: Nedra Publ.; 1970. 56 p. (In Russ.)
9. Shashurin SP, Plaksa NV, Lebedev AP. Development of large ore deposits with single-stage mining methods. Moscow: Nedra Publ.; 1971. 201 p. (In Russ.)
10. Lyashenko V. I., Franchuk V. P., Kisly B. P. Modernization of uranium mining production complex. *Gornyy zhurnal*. 2015;(1):26-32 (In Russ.)
11. Lyashenko V., Vorob'ev A., Nebohin V., Vorob'ev K. Improving the efficiency of blasting operations in mines with the help of emulsion explosives. *Mining of Mineral Deposits*. 2018;12(1):95-102
12. Lyashenko V. I., Khomenko O. E., Golik V. I. Friendly and Resource-Saving Methods of Underground Ore Mining in Disturbed Rock Masses. *Gornyye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(2):104-118. DOI: [10.17073/2500-0632-2020-2-104-118](https://doi.org/10.17073/2500-0632-2020-2-104-118) (In Russ.)
13. Mosinets V. N. Crushing and seismic effect of blasting in rock mass. Moscow: Nedra Publ.; 1976. 271 p. (In Russ.)
14. Tseitlin Ya. I., Smolij N. I. *Seismic and shock air waves caused by commercial blasting*. Moscow: Nedra Publ.; 1981. 192 p. (In Russ.)
15. Bogatsky V. F., Fridman A. G. *Protection of structures and the environment against adverse effect of commercial blasting*. Moscow: Nedra Publ.; 1982. 162 p. (In Russ.)
16. Mosinets V. N., Abramov A. B. *Rupture of fractured and disturbed rocks*. Moscow: Nedra Publ.; 1982. 248 p. (In Russ.)
17. Sadovsky M. A. *Geophysics and Explosion Physics*. Moscow: Nedra Publ.; 1997. 334 p. (In Russ.)
18. Sleptsov M. N., Azimov R. Sh, Mosinets V. N. *Underground mining of non-ferrous and rare metals*. Moscow: Nedra Publ.; 1986. 206 p. (In Russ.)
19. *Mining and processing of uranium ores in Ukraine*. Under the gen. ed. of Chernov A. P. Kyiv, Adef-Ukraine Publ.; 2001. 238 p. (In Russ.)
20. Kutuzov B. N., Belin V. A. Blasting design and arrangement. Moscow: MGGU; 2011. 410 p. (In Russ.)
21. Sivenkov V. I., Ilyakhin S. V., Maslov I. Yu. *Emulsion explosives and non-electric initiation systems*. Moscow: Shchit-M Publ.; 2013. 320 p. (In Russ.)
22. Trubetskoy K. N., Zakharov V. N., Viktorov S. D., Zharikov I. F., Zakalinsky V. M. Explosive rock rupture in the course of subsoil development. *Problemy nedropol'zovaniya*. 2014;(3):80-95. (In Russ.)
23. Trubetskoy K. N. *Development of resource-saving and resource-reproducing geotechnologies for the integrated development of mineral deposits*. Moscow: IPKON RAS Publ.; 2014. 196 p. (In Russ.)

24. Frantov A. E., Brigadin I. V., Tuchkov E. N., Doroshenko S. I. On the relationship between energy and explosive characteristics when assessing blasting effect under complicated mining conditions. *Vzryvnoe delo*. 2015;113/70:204-216. (In Russ.)
25. Overchenko M. N., Moser S. P., Galushko F. I., Lunkov A. G. Development of peripheral blasting arrangement for underground working drivage. *Vzryvnoe delo*. 2016;115/72:202-214. (In Russ.)
26. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B., Auezova A. M. Velocity and time of expansion of circumferential explosion chamber in a rock mass. *Vzryvnoe delo*. 2014;111/68:3-17. (In Russ.)
27. Ilyakhin S. V., Norov A. Yu., Yakshibaev T. M. Determination of the radius of fracturing zones in a rock mass caused by confined explosion. *Vzryvnoe delo*. 2016;116/73:29-36. (In Russ.)
28. Umarov F. Ya., Nasirov U. F., Nutfulloev G. S., Nazarov Z. S., Sharipov L. O. Improving efficiency of driving underground mine workings using blast-hole charges with cumulative effect. *Proceedings of Higher Educational Institutions, Gornyy zhurnal*. 2020;(3):15-23. DOI: [10.21440/0536-1028-2020-3-15-23](https://doi.org/10.21440/0536-1028-2020-3-15-23) (In Russ.)