

## Исследование разрушения продуктивного пласта урана взрывом камуфлетного заряда взрывчатых веществ

Мислибаев И. Т.<sup>1</sup>, Заиров Ш. Ш.<sup>1\*</sup>, Солиев Б. З.<sup>1</sup>, Норов А. Ю.<sup>1</sup>

<sup>1</sup>Навоийский государственный горный институт, г. Навои, Республика Узбекистан

\*e-mail: sher-z@mail.ru

### Реферат

**Введение.** Несмотря на неоспоримые преимущества метода скважинного подземного выщелачивания (СПВ), имеет место тенденция повышения себестоимости добываемых полезных ископаемых в связи с освоением и вовлечением в эксплуатацию глубокозалегающих месторождений со сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями и обособленных рудных тел с незначительным содержанием полезных ископаемых, а также краевых участков месторождений с высоким содержанием полезных ископаемых. Фактором, оказывающим существенное влияние на повышение себестоимости добычи полезных ископаемых методом СПВ, является увеличение трудовых и материальных затрат на восстановление достигнутой при освоении производительности скважин, снижающейся, как правило, вследствие кольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта. Ввиду безуспешных попыток раскольматации прифилтровой зоны пласта с применением известных способов и средств эксплуатационные скважины, как правило, ликвидируют и сооружают новые, что предопределяет существенное снижение прибыли. Поэтому обоснование и разработка новых технологий и технических средств при эксплуатации технологических скважин с целью повышения их производительности является актуальной задачей для науки и практики горного производства.

**Цель работы.** Разработка технологии и технических средств раскольматации прифилтровой зоны продуктивного пласта физическим воздействием путем применения камуфлетного заряда взрывчатых веществ.

**Методология.** Выполнены теоретические исследования способа подземного выщелачивания, анализ и математическое моделирование действия камуфлетных зарядов взрывчатого вещества в скважинах.

**Результаты.** Предложены решения по повышению эффективности работы геотехнологических скважин урана путем ликвидации кольматации продуктивного пласта взрывным воздействием с применением торпедных зарядов.

**Выводы.** На основе теоретического исследования разработана математическая модель действия взрыва камуфлетного цилиндрического заряда, описывающая зону трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана. Установлено, что при взрыве камуфлетного цилиндрического заряда под воздействием ударной и отраженной от свободной поверхности уступа волн напряжения в глубине продуктивного пласта урана образуется зона трещинообразования массива. На основе использования законов теории упругости определен радиус трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана, зависящий от радиуса камуфлетного скважинного заряда, коэффициента, определяющего условия взрывания, акустической жесткости массива, коэффициента Пуассона и прочностных свойств пород продуктивного пласта урана на растяжение.

**Ключевые слова:** уран; геотехнология; подземное выщелачивание; трещинообразование пласта; кольматация; классификация способов подготовки рудных залежей; интенсификация добычи; торпедирование; зона трещинообразования; взрывное воздействие; заряд взрывчатых веществ; раскольматация пласта.

**Введение.** Для определения представления о развитии взрыва камуфлетного скважинного заряда в твердой среде рассмотрим физическую картину взрывного разрушения продуктивного пласта урана, в основу которого положено экспериментальное подтверждение и ставшая классической схема, предложенная в работе [1].

Согласно этой схеме (рис. 1), после практически одновременной детонации сферического заряда взрывчатого вещества (ВВ), в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слои пород на контакте *продукты взрыва–среда*. Материалы здесь будут испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия всецело зависят от давления, развиваемого в продуктах взрыва в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы [2].

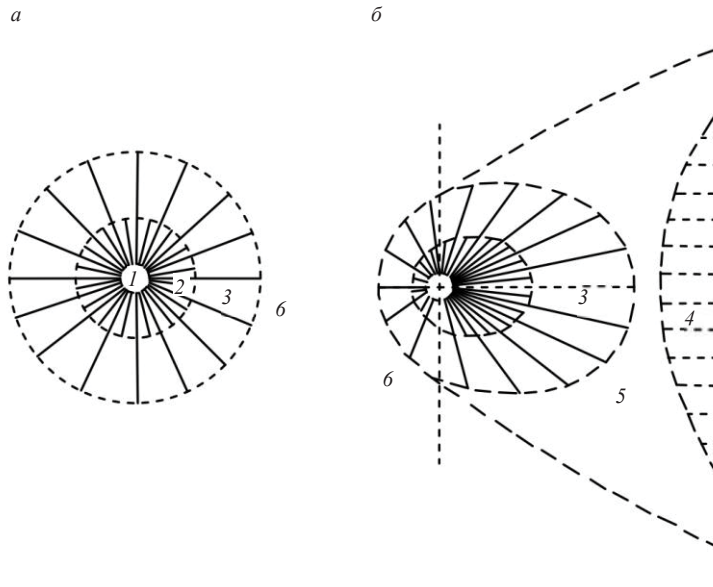


Рис. 1. Разрушение массива пород при взрыве в безграничной среде – *a* и вблизи свободной поверхности – *б*:

1 – взрывная полость; 2 – зона раздавливания; 3 – зона радикальных трещин; 4 – зона трещин, развиваемых от свободной поверхности; 5 – зона трещин, развиваемых от совокупного разрушения; 6 – неразрушенная зона

Fig. 1. Rock mass blasting destruction in infinite medium – *a* and near the free surface – *b*:

1 – explosion chamber; 2 – crushing zone; 3 – zone of profound fissures; 4 – zone of fissures propagating from the free surface; 5 – zone of fissures propagating from the aggregate destruction; 6 – undisturbed zone

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала пород в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности сферы. Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала горных пород на разрыв. При дальнейшем удалении от центра камуфлетного взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концен-

трация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических и горнотехнологических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду (рис. 1). На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва.

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы прилегающего слоя получают возможность расшириться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности в глубь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения.

В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола [3–5].

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой – зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва [2]. При взрыве в безграничной среде после падения давления продуктов взрыва (ПВ) в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разрежения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение скальных горных пород происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбываемую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию. В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве. В сильно уплотняемых породах (грунтах) роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ.

**Разработка математической модели и ее анализ.** Для решения задачи о прочностной характеристике пород в условиях всестороннего взрывного нагружения по аналогии с работами [2–5] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удерживать давление продуктов детонации.

Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удерживать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде [6–11].

Следуя [12], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 2). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения.

При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения  $\sigma_p$  на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины  $\sigma_{сж}$ , соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно переизмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа *песок* с плотной упаковкой частиц.

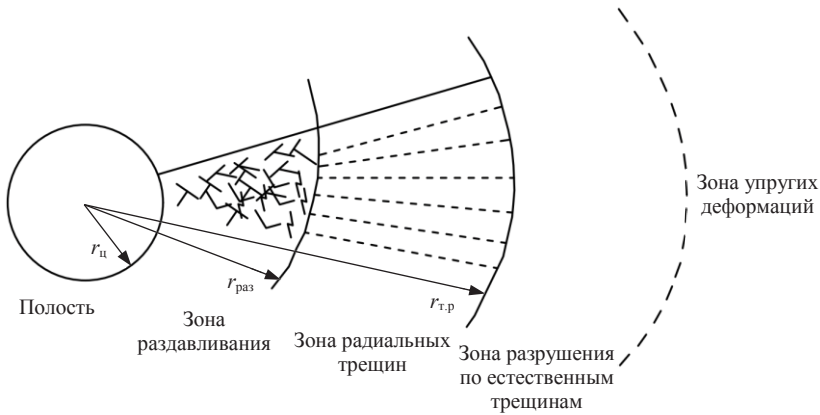


Рис. 2. Зоны разрушения в безграничной среде (по В. Н. Родионову):  
 $r_{ц}$  – радиус полости от центра заряда;  $r_{раз}$  – радиус зоны раздавливания;  $r_{тр}$  – радиус зоны радиальных трещин

Fig. 2. Zones of destruction in infinite medium (according to V. N. Rodionov):  
 $r_{ц}$  – the radius of a cavity from the center of a charge;  $r_{раз}$  – the radius of a crushing zone;  
 $r_{тр}$  – the radius of radial fissures zone

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение  $u = u(r)$ , для упругой области в случае осевой симметрии можно записать в виде:

$$\frac{d^2u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0,$$

где  $r$  – текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = Ar + A/r, \quad (1)$$

где  $A$  и  $B$  – постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (1) рассматривается совместно со следующими двумя условиями: условием об ограниченности смещения на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение  $\sigma_p$ :

$$u = 0 \text{ при } r = \infty; \quad \sigma_\theta = \sigma_p \text{ при } r = r_1,$$

где  $\sigma_\theta$  – тангенциальное напряжение;  $r_1$  – радиус зоны радиальных трещин.

Из первого условия следует, что  $A = 0$ . Тогда

$$\sigma_r = -\frac{EB}{1 + \nu r^2}; \quad \sigma_\theta = -\frac{EB}{1 + \nu r^2}, \quad (2)$$

где  $\sigma_r$  – радиальное напряжение;  $E$  – модуль упругости;  $\nu$  – коэффициент Пуассона. Используя второе граничное условие (2), находим  $B$ .

Таким образом, в упругой области для напряжений и перемещения имеем

$$\sigma_r = -\sigma_p \left( \frac{r_1}{r} \right)^2; \quad \sigma_\theta = -\sigma_p \left( \frac{r_1}{r} \right)^2; \quad u = \frac{1 + \nu}{E} \sigma_p r_1 \frac{r_1}{r}.$$

Смещение границы упругой зоны при  $r = r_1$

$$u_1 = \frac{1 + \nu}{E} \sigma_p r_1. \quad (3)$$

Оно определяет расстояние, на которое сместилась граница за счет деформирования упругой зоны.

В зоне радиальных трещин  $\sigma_\theta = 0$ . С учетом этого запишем уравнение равновесия в рассматриваемой зоне:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0. \quad (4)$$

Решением уравнения (4) является  $\sigma_r$ ,  $\kappa = \text{const}$ , где  $\kappa$  – коэффициент интенсивности напряжений.

Граничное условие для внутренней границы этой зоны

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} \quad \text{при } r = r_2, \quad (5)$$

где  $r_2$  – радиус зоны раздавливания.

Согласно зависимости (5) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} (r_2/r). \quad (6)$$

Для установления связи между  $r_1$  и  $r_2$  рассмотрим систему

$$\sigma_r = \frac{E}{1 - \nu^2} \left( \frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right); \quad \sigma_\theta = \frac{E}{1 - \nu^2} \left( \frac{u}{r} + \nu \frac{du}{dr} \right),$$

где  $\sigma_\theta$  – тангенциальное напряжение.

Так как в этой области  $\sigma_\theta = 0$ , то

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u}{r}. \quad (7)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т. е. условие непрерывности смещения, и подставляя (3) в выражение (7), получаем

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u_1}{r_1} = -\frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p. \quad (8)$$

На основании (5), (6), с учетом (8) имеем

$$\sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1. \quad (9)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука  $\sigma_r = E e_r$  [8]. Тогда распределение деформации имеет вид

$$e_r = \frac{\sigma_{сж}}{E} \frac{r_2}{r}.$$

Перемещение  $u_2$  внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения  $\sigma_r = -\sigma_{сж}$  определяется выражением

$$u_2 = u_1 + \int_{r_1}^{r_2} e_r dr = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{сж} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}.$$

С учетом зависимости (9)

$$u_2 = \frac{\sigma_{сж} r_2}{E} \left( \nu + \ln \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \right).$$

Так как для типичных горных пород окончательно  $\ln \frac{\nu}{1+\nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \approx 1$ , имеем

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} r_2.$$

В зоне раздавливания с определенной степенью точности может быть использовано условие [14]:

$$\sigma_r - 2\sigma_\theta = 0.$$

Пользуясь уравнением равновесия в виде

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r}(\sigma_r - \sigma_\theta) = 0,$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ( $r = r_2$ ) известно, получим

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} - (r_2/r)^{1/2}.$$

При этом давление  $P$  на стенки цилиндрической полости составит

$$P = \sigma_{сж} (r_2/r_n)^{1/2}.$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне раздавливания, определим соотношение  $r_2/r_n$ ,  $r_n$  – радиус цилиндрической полости.

Объемная деформация, как известно, равна

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3}{4} \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r} \right)^{1/2}, \quad (10)$$

где  $K$  – модуль объемного сжатия,  $K = \frac{E}{3(1-2\nu)}$ ;  $\sigma_z$  – продольное напряжение.

При выводе зависимости (10) использованы известные положения из теории упругости и пластичности о том, что при цилиндрической симметрии  $\sigma_z = (\sigma_r + \sigma_\theta)/2$  [12], в случае среды типа *песок*  $\sigma_r = 2\sigma_\theta$ .

Поскольку  $\Delta = 1 - \rho_1/\rho_0$ , то из закона объемного деформирования получим

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r} \right)^{1/2},$$

где  $\rho_0, \rho_1$  – плотность до и после деформации.

Уравнение неразрывности или баланса массы имеет вид:

$$\rho_0(r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_0}^{r_2+v_2} \rho_1 r dr. \quad (11)$$

Интегрирование выражения (11) в указанных пределах дает

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r} \right)^{1/2} - \left( \frac{r_0}{r_n} \right)^2}{\left( 1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( 1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^{3/2}}}.$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряд и ограничившись членами первого порядка малости, получим

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r} \right)^{1/2} - \left( \frac{r_0}{r_n} \right)^2}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}.$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при  $r_0/r_n \rightarrow 0$ . Следовательно,

$$\left( \frac{r_2}{r_n} \right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r_n} \right)_m^{1/2}}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}, \quad (12)$$

где  $m$  – коэффициент поглощения энергии.

Учитывая, что  $K = \frac{5}{6} E$ , а  $E = \frac{3}{4} \rho_0 c^2$  при  $\nu = 0,3$  и  $\rho_0 c^2$  для горных пород ( $c$  – скорость волны в цилиндрической полости) на два-три порядка больше  $\sigma_{сж}$ ,

вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения можно пренебречь. Тогда из уравнения (12) имеем

$$\left(\frac{r_2}{r_n}\right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2 + 2\nu)\sigma_{сж}}}.$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при  $\nu = 0,3$

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}}\right)^{1/4}. \quad (13)$$

Выражение (13) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [12]. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (13) следует внести поправку, учитывающую это условие.

В работе [15] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле:

$$\sigma_d = \sigma_{ст} \left[ 1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1 + \beta)}} \right] = k_d \sigma_{ст}, \quad (14)$$

где  $\sigma_{ст}$  – напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки;  $T_0$  – кинетическая энергия ударяющего тела (в данном случае ПД) к моменту начала удара;  $U_c$  – потенциальная энергия деформации породы;  $\beta$  – отношение массы ударяемого тела (окружающей полость породы) к массе ударяющего тела (заряда ВВ);  $k_d$  – коэффициент динамичности.

Формула (14) при решении задач взрыва была впервые применена в работе [15]. Так как отношение массы отбиваемой части массива к массе заряда в обычных условиях взрывания составляет не менее  $3 \cdot 10^3$ , а отношение  $T_0/U_c$  не превышает одного порядка, то величина  $T_0/U_c(1 + \beta)$  будет весьма малой. В результате коэффициент динамичности в начале действия взрывной нагрузки по формуле (14) будет равен 2.

С учетом того что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным 1,5.

Обоснованность приведенного значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном нагружении для стекла увеличивается на 50 %, полиметилметакрилата – на 65 %. Согласно данным [13], динамический предел прочности для чугуна составляет 1,50, меди – 1,35 и магниевых сплавов – 1,25 его статического значения. В соответствии с изложенным максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда:

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}}\right)^{1/4}. \quad (15)$$

Как видно из уравнения (15), прочностная характеристика зависит как от сжимаемости, так и от предела прочности породы на раздавливание. Выражение



в скобках представляет собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения среды при действии взрыва ВВ. Иначе говоря, это число показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Эта характеристика различна для разных видов пород и определяется их механическими и упругими свойствами.

Для описания процесса разрушения продуктивного пласта урана продуктами детонации рассмотрим схему гидродинамического процесса трещинообразования горного массива, создаваемого взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ.

Для определения величины разрушения продуктивного пласта установим радиус трещинообразования в глубине массива согласно методике, приведенной в работе [16]. При этом будем считать, что радиус трещинообразования массива определяется действием взрыва камуфлетного цилиндрического заряда ВВ диаметром  $d_0$ .

Согласно законам теории упругости, радиус трещинообразования горного массива зависит от величины тангенциальных напряжений на растяжение, возникающих в горном массиве, которые определяются по эмпирической формуле:

$$\sigma_{\text{рас}} = \mu \sigma_{\text{сж}} / (1 - \mu),$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Радиальные напряжения на сжатие на фронте детонационной волны и скорость массового смещения массива горных пород связаны между собой следующей зависимостью:

$$\sigma_{\text{сж}} = U \rho C_p / g,$$

где  $\rho C_p$  – акустическая жесткость массива горных пород,  $\rho C_p = (1,5-15) \times 10^5 \text{ гс}^p \cdot \text{см}/\text{см}^3 \cdot \text{с}$ ;  $g$  – ускорение свободного падения,  $\text{м}/\text{с}^2$ .

Скорость массового смещения продуктивного пласта определяется по известной формуле М. А. Садовского:

$$U = A \left( \sqrt[3]{Q} / R_{\text{т.п}} \right)^m, \quad (16)$$

где  $A$  – коэффициент, зависящий от условия взрывания,  $A = 200-250$ ;  $Q$  – масса заряда ВВ, кг;  $R_{\text{т.п}}$  – расстояние от центра заряда до рассматриваемой точки, м;  $m$  – коэффициент поглощения энергии для камуфлетного цилиндрического заряда ВВ,  $m = 2$  [17].

Подставляя в уравнение (16) значения  $Q = 2\pi R_0^3$ , имеем:

$$U = 3,54 \left( \frac{R_0}{R_{\text{т.п}}} \right)^n. \quad (17)$$

Решив уравнение (17) относительно  $R$  и подставив значения  $U$ ,  $\sigma_{\text{сж}}$ , получим следующую эмпирическую формулу:

$$R_{\text{т.п}} = R_0 \sqrt{\frac{3,54 \rho C_p \mu}{\sigma_{\text{рас}} (1 - \mu)}}.$$

Максимальный радиус зон трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана окончательно определяется из условия  $\sigma_{\text{pac}} = [\sigma_p]$ .

$$R_{\text{т.п}} = R_0 \sqrt{\frac{3,5A\rho C_p \mu}{[\sigma_p](1-\mu)}}$$

**Заключение.** Таким образом, на основе теоретического исследования разработана математическая модель действия взрыва камуфлетного цилиндрического заряда, описывающая зону трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана. Установлено, что при взрыве камуфлетного цилиндрического заряда под воздействием ударной и отраженной от свободной поверхности уступа волн напряжения в глубине продуктивного пласта урана образуется зона трещинообразования массива. На основе использования законов теории упругости определен радиус трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана, зависящий от радиуса камуфлетного скважинного заряда, коэффициента, определяющего условия взрывания, акустической жесткости массива, коэффициента Пуассона и прочностных свойств пород продуктивного пласта урана на растяжение.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара взрыва в деформируемых средах. М.: Госстройиздат, 1957. 276 с.
2. Ракишев Б. Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
3. Atchison T. C., Porter S. J. and Duvall W. I. Comparison of two methods for evaluating explosive performance // Int. Symp. on Mining Research. London: Pergamon Press, 1962. P.135–146.
4. Brawner C. O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability // Mining Engineering. 1986. Vol. 38. No. 8. P. 823–830.
5. Donzé F. V., Bouchez J., Magnier S. A. Modeling Fractures in Rock Blasting // Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 1997. No. 34(8), P. 1153–1163.
6. Maerz N. H. Reconstructing 3-D block size distributions from 2-D measurements on sections // Proc. ISRM / N. H. Maerz // Fragblast 5 Workshop and Short Course on Fragmentation Measurement. Montreal, A. A. Balkema Publishing, 1996. P. 39–43.
7. Maerz N. H., Palangio T. C., Franklin J. A. Wip Frag Image Based Granulometry System // Proc. of the FRAGBLAST5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation. Montreal, Quebec, Canada, 1996. P. 91–99.
8. Munjiza A., Owen R. J., Bianic N. A Combined Finite-discrete Element Method in Transient Dynamics of Fracturing Solids // Computations. 1995. No. 12. P. 145–174.
9. Pears O. E. Rock Blasting. Some aspects on the theory and practice // Mine and Quarry Eng. 1985. Vol. 21. No. 1. P. 25–30.
10. Rustan A. Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting // 3rd Int. Symp. on Rock Frequentation by Blasting. Brisbane, 1990. P. 303–310.
11. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities // Archive for physics. 1995. Band 5. No. 7. P. 307–314.
12. Механический эффект подземного взрыва / В. Н. Родионов [и др.]. М.: Недра, 1971. 224 с.
13. Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
14. Курузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород применительно к взрывным работам // Взрывное дело. 1963. № 53/10. С. 31–36.
15. Беленко Ф. А. Исследование полей напряжения и процесса образования трещин при взрыве колоновых зарядов в скальных породах // Вопросы теории разрушения горных пород под воздействием взрыва. М., 1958. С. 126–139.
16. Жигур Л. Ю., Мезин А. И. Исследование механизма взрывного нагружения горных пород в зоне недозаряда в скважине // Взрывное дело. 1984. № 86/43. С. 221–225.
17. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.

Поступила в редакцию 25 декабря 2018 года

#### Сведения об авторах:

**Мислибаев Илхом Туйчибаевич** – доктор технических наук, доцент, декан горного факультета Навоийского государственного горного института. E-mail: mislibaev65@mail.ru

**Заиров Шерзод Шарипович** – доктор технических наук, доцент, заместитель декана горного факультета Навоийского государственного горного института. E-mail: sher-z@mail.ru

**Солiev Бекзод Зокирбаевич** – заместитель декана горного факультета Навоийского государственного горного института. E-mail: bek-848120@mail.ru

**Норов Акмал Юнусович** – соискатель базовой докторантуры Навоийского государственного горного института. E-mail: akmal.norov.88@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2019-4-43-54

## Study of uranium productive strata destruction by camouflet explosive charge detonation

Ilkhom T. Mislibaev<sup>1</sup>, Sherzod Sh. Zairov<sup>1</sup>, Bekzod Z. Soliev<sup>1</sup>, Akmal Iu. Norov<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Republic of Uzbekistan.

### Abstract

**Introduction.** Despite the undeniable advantages of the underground downhole leaching method (UDL), there is a tendency to increase the cost of mined minerals due to the development and involvement of deep deposits with complex mining-geological and mining-engineering conditions and isolated ore bodies with insignificant mineral content, as well as marginal areas of deposits with high mineral content. The factor that significantly influences the prime cost rise of mineral extraction with UDL method is rise in labour costs and material costs to restore the rating of well achieved during the development as long as it usually decreases as a result of productive strata filter zone colmatage. Due to unsuccessful attempts to unclog strata filter zone with existing methods and means, production wells are usually liquidated and new ones are usually built, which causes significant decrease in profits. Therefore, the substantiation and development of new technologies and technical equipment for production wells operation in order to increase their productivity is a relevant task for mining science and practice.

**Research aims** to develop the technology and technical equipment unclogging productive strata filter zone by physical action through the use of a camouflet explosive charge.

**Methodology** includes theoretical research of underground leaching method, analysis and mathematical simulation of the action of camouflet explosive charges in wells.

**Results.** Decisions have been made on geotechnological uranium wells efficiency improvement by eliminating productive strata colmatage by explosive impact using torpedo charges.

**Summary.** Based on the theoretical research, a mathematical model has been worked out of cylindrical camouflet charge detonation, describing the fissuring zone in the depth of uranium productive strata. It has been determined that during cylindrical camouflet charge detonation under the influence of shock stress wave and stress wave reflected from the free surface, massif fracture zone is formed at the depth of the productive strata. Based on the laws of elasticity theory, cracking radius in the depth of the uranium productive strata is determined which depends on the radius of the camouflet borehole charge, the coefficient determining the blasting conditions, acoustic rigidity of the array, Poisson ratio and tensile strength of uranium productive strata.

**Key words:** uranium; geotechnology; underground leaching; strata fracturing; colmatage; ore deposits preparation methods classification; production intensification; torpedoing, fracture zone; explosive impact; explosion load; explosive charge; strata unclogging.

### REFERENCES

1. Pokrovskii G. I., Fedorov I. S. *The action of detonation shock in deformable media*. Moscow: Gosstroizdat Publishing; 1957. (In Russ.)
2. Rakishev B. R. *Energy content of mechanical disintegration of rock*. Almaty: Baspager Publishing; 1998. (In Russ.)
3. Atchison T. C., Porter S. J. and Duvall W. I. Comparison of two methods for evaluating explosive performance. *Int. Symp. on Mining Research*. London: Pergamon Press; 1962:135–146.
4. Brawner C. O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability. *Mining Engineering*. 1986; 38 (8): 823–830.
5. Donzé F. V., Bouchez J., Magnier S. A. Modeling Fractures in Rock Blasting. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 1997; 34(8): 1153–1163.
6. Maerz N. H. Reconstructing 3-D block size distributions from 2-D measurements on sections. In: *Proc. ISRM. N.H. Maerz. Fragblast 5 Workshop and Short Course on Fragmentation Measurement*. Montreal: A. A. Balkema Publishing; 1996. P. 39–43.
7. Maerz N. H., Palangio T. C., Franklin J. A. Wip Frag Image Based Granulometry System. In: *Proc. of the FRAGBLAST5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation*. Montreal, Quebec, Canada, 1996. P. 91–99.
8. Munjiza A., Owen R. J., Bianic N. A Combined Finite-discrete Element Method in Transient Dynamics of Fracturing Solids. *Computations*. 1995; 12: 145–174.
9. Pears O. E. Rock Blasting. Some aspects on the theory and practice. *Mine and Quarry Eng.* 1985; 21 (1): 25–30.

10. Rustan A. Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting. In: *3rd Int. Symp. on Rock Frequentation by Blasting. Brisbane*, 1990. P. 303–310.
11. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for physics*. 1995; Band 5; 7: 307–314.
12. Rodionov V. N. et al. *Mechanic effect from underground detonation*. Moscow: Nedra Publishing; 1971. (In Russ.)
13. Rakishev B. R. *Forecasting technological parameters of exploded rock at wells*. Alma-Ata: Nauka Publishing; 1983. (In Russ.)
14. Kutuzov B. N., Rubtsov V. K. Physics of rock blasting destruction as applied to blasting operations. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1963; 53/10: 31–36. (In Russ.)
15. Belenko F. A. Study of stress fields and the process of fissuring during column charges explosion in hard rock. In: *Theory of rock breaking under the action of a blast*. Moscow; 1958: 126–139. (In Russ.)
16. Zhigur L. Iu., Mezin A. I. Investigating the mechanism of explosive loading of rock in the zone of undercharging in a well. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 1984; 86/43: 221–225. (In Russ.)
17. Mosinets V. N. *Crushing and seismic effect from a blast in rock*. Moscow: Nedra Publishing; 1976. (In Russ.)

Received 25 December, 2018

#### Information about authors:

**Ilkhom T. Mislibaev** – DSc (Engineering), Associate professor, Dean of Mining Faculty, Navoiy State Mining Institute. E-mail: mislibaev65@mail.ru

**Sherzod Sh. Zairov** – DSc (Engineering), Associate professor, Vice Dean of Mining Faculty, Navoiy State Mining Institute. E-mail: sher-z@mail.ru

**Bekzod Z. Soliev** – Vice Dean of Mining Faculty, Navoiy State Mining Institute. E-mail: bek-848120@mail.ru

**Akmal Iu. Norov** – applicant PhD, Navoiy State Mining Institute. E-mail: akmal.norov.88@mail.ru

**Для цитирования:** Мислибаев И. Т., Заиров Ш. Ш., Солиев Б. З., Норов А. Ю. Исследование разрушения продуктивного пласта урана взрывом камуфлетного заряда взрывчатых веществ // Известия вузов. Горный журнал. 2019. № 4. С. 43–54. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-4-43-54

**For citation:** Mislibaev I. T., Zairov Sh. Sh., Soliev B. Z., Norov A. Iu. Study of uranium productive strata destruction by camouflet explosive charge detonation. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2019; 4: 43–54 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2019-4-43-54