

УДК 622.235.2:622.063.23

DOI: 10.18454/2313-1586.2017.01.112

**Аленичев Игорь Алексеевич**  
ведущий технолог,  
Горный Институт КНЦ РАН,  
184209 г. Апатиты, Мурманская обл.,  
Ферсмана, 24  
e-mail: [igor-alenichev@ya.ru](mailto:igor-alenichev@ya.ru)

**Alenichev Igor A.**  
leading technologist,  
the Mining Institute KSC RAS,  
184209 Russia, Apatite, 24 Fersman st.  
e-mail: [igor-alenichev@ya.ru](mailto:igor-alenichev@ya.ru)

### ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ОБВОДНЕННЫХ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД

### GROUNDING THE BLASTING PARAMETERS OF FLOODED APATITE-NEPHELIN ORES

#### Аннотация:

*В работе рассматривается вопрос обоснования параметров взрывной отбойки обводненных апатит-нефелиновых руд. Проведена корректировка удельного расхода взрывчатого вещества с учетом обводненности. Определены базовые параметры размещения скважинных зарядов дробления. Обоснован оптимальный интервал замедления.*

*Ключевые слова: обводненность, апатит-нефелиновая руда, удельный расход взрывчатого вещества, средний размер куска, модель Кузнецова-Раммлера, интервал замедления*

#### Abstract:

*This paper considers the question of grounding the blasting parameters of apatite-nepheline ores. Correction of specific explosive ratio based on flooding has been carried out. Basic parameters of crushing hole charges placement have been determined. Optimum delay interval has been grounded.*

*Key words: flooding, apatite-nepheline ore, specific explosives' consumption, average piece size, delay interval.*

#### Введение

С понижением уровня горных работ на карьерах Кольского полуострова увеличились объемы добычи крепких и обводненных горных пород, а с ними и выход негабаритных фракций на рудных горизонтах. Особенно это относится к карьерам с большими водопритоками. На Кольском полуострове самым обводненным является Коашвинский карьер Восточного рудника АО «Апатит», на котором максимальные значения водопритоков составляют 11000 м<sup>3</sup>/час. По данным гидрогеологической службы Восточного рудника с помощью водоотлива в среднем откачивается до 37,2 млн м<sup>3</sup> воды в год, а с помощью понизительных скважин удаляется до 18,2 млн м<sup>3</sup> воды в год [1].

Основные места разгрузки подземных вод находятся в северо-западной, северной и восточной частях карьера. Вода, дренируя по массиву, делает его практически на 100 % обводненным на нижних отметках. На сегодняшний день этот фактор не учитывается, а отбойка горных пород в таких условиях осуществляется по параметрам, установленным для обычных условий.

В связи с этим встает вопрос об обосновании параметров взрывной отбойки обводненных апатит-нефелиновых руд. Для этого были сформулированы основные задачи исследования:

1. Корректировка удельного расхода ВВ с учетом обводненности.
2. Выбор параметров сетки взрывания с учетом удельного расхода.
3. Обоснование оптимального интервала замедления.

#### *Корректировка удельного расхода ВВ с учетом обводненности*

Для обоснования удельного расхода ВВ на отбойку первоначально была сделана выборка по удельному расходу на дробление необводненных руд (табл. 1), на основании которой по модели Кузнецова-Раммлера (KUZ-RAM) определялся средний размер куска взорванной горной массы для руд с различным содержанием апатита (1):

$$d_{\text{ср}} = \frac{0,15 \cdot (\rho_{\text{П}} f d_3)^{0,33} d_{\text{отд}}}{q e_{\text{ВВ}}}, \quad (1)$$

где  $\rho_{\text{П}}$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;  
 $d_3$  – диаметр заряда, м;  
 $f$  – коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова;  
 $d_{\text{отд}}$  – диаметр естественной отдельности в массиве, м;  
 $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $e_{\text{ВВ}}$  – переводной коэффициент как отношение теплоты взрыва эталонного (граммонит 79/21) к применяемому ВВ (для Фортис Эдвантэдж-70 составляет 1,17).

Таблица 1

**Фактический удельный расход ВВ на дробление необводненных руд на Коашвинском карьере с 2011 по 2015 г.**

	2011	2012	2013	2014	2015	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	$q_{\text{др}}$ , кг/м <sup>3</sup>					$q_{\text{сред}}$ , кг/м <sup>3</sup>
5-7	1,198	1,207	1,216	1,208	1,211	1,208
9-12	1,254	1,266	1,270	1,239	1,248	1,255
17-19	1,348	1,365	1,360	1,356	1,367	1,359
24-27	1,383	1,392	1,401	1,410	1,389	1,395

Затем, принимая из эксперимента [2] на сколько процентов увеличился размер куска при взрыве в условиях водонасыщения (для апатит-нефелиновых руд это увеличение составляет 10 – 6 %), решали обратную задачу по нахождению удельного расхода для водонасыщенных пород с целью обеспечения такой же степени дробления. Далее определяли коэффициент увеличения удельного расхода ВВ в обводненных условиях.

Расчетные значения удельных расходов представлены в табл. 2.

Таблица 2

**Скорректированный расчет удельного расхода ВВ**

P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	$\rho$ , т/м <sup>3</sup>	$d_{\text{зар}}$ , м	$d_{\text{отд}}$ , м	$f$ , ед	$d_k$ , м	$e_{\text{ВВ}}$	$q_{\text{др}}(\text{СУХ})$ , кг/м <sup>3</sup>	$K_{\text{П}}^{\text{обв}}$	$q_{\text{др}}(\text{ВЛАЖ})$ , кг/м <sup>3</sup>
5-7	2,894	0,2508	1,4	12,61	0,8	1,17	1,2080	1,0910	1,3178
9-12	2,995		1,5	11,21			1,2557	1,0927	1,3721
17-19	3,069		1,7	10,40			1,3595	1,1180	1,5199
24-27	3,114		2,0	6,24			1,3951	1,1384	1,5883

Зависимость удельного расхода в обводненных условиях от содержания P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> представлена на рис. 1 (2):

$$y = 1,26 \cdot e^{0,009x}. \quad (2)$$

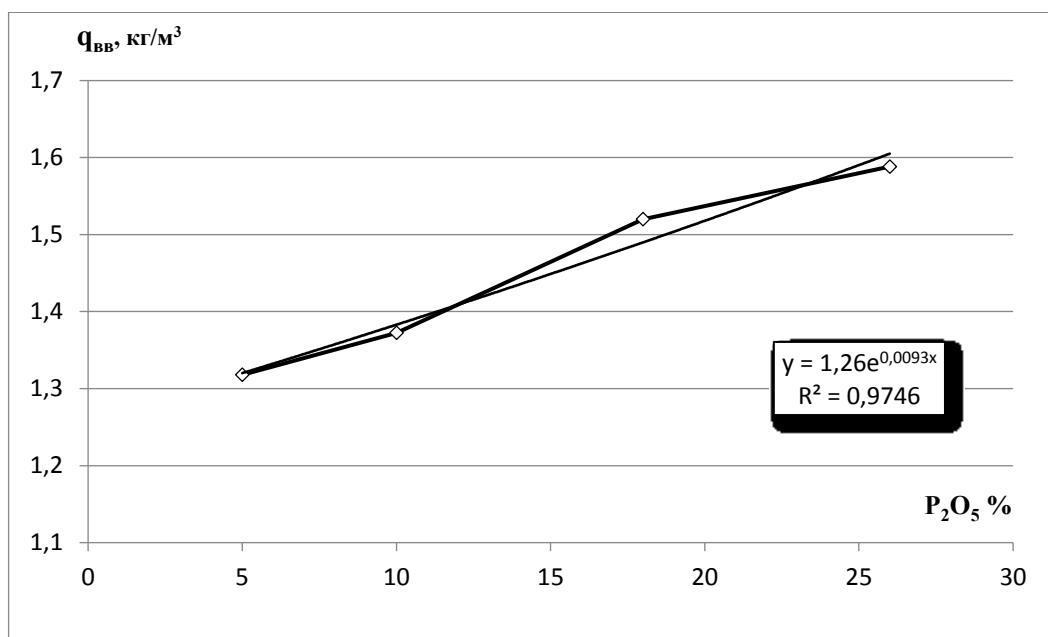


Рис. 1 – Зависимость удельного расхода в условиях водонасыщения от содержания полезного компонента

#### Выбор параметров сетки взрывания с учетом удельного расхода

Основными технологическими параметрами скважин дробления являются сетка бурения (расстояние между соседними скважинами в ряду и расстояние между соседними рядами скважин), длина незаряжаемой верхней части скважин, глубина перебура.

На основании скорректированного удельного расхода на дробление обводненных апатит-нефелиновых руд были определены базовые параметры размещения скважинных зарядов по методике [3]. Основные расчетные формулы (3 – 6) представлены ниже:

длина верхней незаряжаемой части скважины, м:

$$l_{\text{нед}} = \sqrt{\frac{8}{9} \frac{p_{\text{скв}}}{q_{\text{др}}} \frac{1}{2 \cdot n^3 + 1}}; \quad (3)$$

глубина перебура скважины, м:

$$l_{\text{пер}} = \sqrt{\frac{2}{9 \cdot \pi} \frac{p_{\text{скв}}}{q_{\text{др}}}}; \quad (4)$$

расстояние между скважинами в ряду, м:

$$a = \sqrt{3} \cdot \sqrt{\frac{1}{\pi} \frac{p_{\text{скв}}}{q_{\text{др}}}}; \quad (5)$$

расстояние между соседними рядами скважин, м:

$$b = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{1}{\pi} \frac{p_{\text{скв}}}{q_{\text{др}}}}; \quad (6)$$

где  $p_{\text{скв}}$  – линейный вес скважинного заряда дробления, кг/м;  $q_{\text{др}}$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $n$  – показатель действия взрыва приустьевой части скважинного заряда, ед.

В табл. 3 приведены расчетные параметры БВР для отбойных скважин диаметром  $D_{\text{скв}} = 250,8$  мм (при  $p_{\text{скв}} = 57$  кг/м) при использовании эмульсионного ВВ марки Фортис Эдвантэдж 70. Высота взрываемого уступа принята равной  $H_{\text{уст}} = 12,0$  м.

Таблица 3

**Основные технологические параметры скважин дробления  
в сухих и обводненных условиях взрывания**

Сухие условия					Обводненные условия				
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	5-7	9-12	17-19	24-27	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	5-7	9-12	17-19	24-27
$d_{\text{скв}}$ , м	0,2508				$d_{\text{скв}}$ , м	0,2508			
$q_{\text{др}}$ , кг/м <sup>3</sup>	1,208	1,256	1,36	1,395	$q_{\text{др}}$ , кг/м <sup>3</sup>	1,318	1,373	1,521	1,588
$H_{\text{уст}}$ , м	12				$H_{\text{уст}}$ , м	12			
$l_{\text{пер}}$ , м	1,8	1,8	1,7	1,7	$l_{\text{пер}}$ , м	1,9	1,9	1,9	1,9
$l_{\text{нед}}$ , м	4,9	4,9	4,7	4,6	$l_{\text{нед}}$ , м	4,7	4,6	4,4	4,3
$a$ , м	6,7	6,6	6,3	6,2	$a$ , м	6,4	6,3	6	5,8
$b$ , м	5,8	5,7	5,5	5,4	$b$ , м	5,6	5,4	5,2	5,1

*Обоснование оптимального интервала замедления*

Оптимальное время замедления зависит от многих факторов, в том числе от свойств и состояния разрушаемых пород, параметров взрывных работ, времени образования свободной поверхности после взрыва предыдущего заряда, степени трещиноватости, величины давления газов, соударения движущихся масс взорванной породы и т.д. [4].

На сегодняшний день существует множество методик по определению интервалов замедления [5, 6], однако для одних и тех же условий взрывания расчетные значения колеблются в весьма широких пределах. Объясняется это тем, что в основу данных методик заложен волновой механизм разрушения (либо отражение волн от боковых свободных поверхностей, либо наложение от взрыва смежных зарядов, либо интерференция волн и т. д.). В то же время, согласно [7], улучшение качества дробления пород при короткозамедленном взрывании (КЗВ) основано на взаимодействии давления продуктов детонации (ПД) предыдущего заряда с волной напряжения последующего.

Как отмечалось в работе [2], дробление апатит-нефелиновых руд, по данным модельных взрывов, характеризуется увеличением зоны интенсивного дробления и снижением размера зон разрушения радиальными трещинами. Если в таких условиях использовать большие интервалы замедления от 40 до 80 мсек, то руда успевает сбросить давление ПД, и взрыв последующего заряда будет работать на свободную поверхность, не производя никакого полезного действия. Очевидно, что для улучшения качества дробления необходимо уменьшать интервал замедления до значений, при которых ударная волна последующего заряда оказывала бы дополнительное воздействие на зону трещинообразования в момент максимального давления продуктов детонации предыдущего заряда.

Исходя из этого наиболее предпочтительной выглядит методика, в основу которой входит расчет времени бризантного разрушения горной породы на различных расстояниях от заряда, соответствующих трем основным зонам разрушения при взрыве (перезмельчение, дробление, трещинообразование) [8].

Нас интересует зона трещинообразования, а именно следующее: за какое время произойдет полное инициирование скважинного заряда, за какое время ударная волна пробежит расстояние, равное  $R_{\text{тр}}$  для данной породы, за какое время сформируется растягивающее напряжение в конкретной точке массива и за какое время прорастет трещина на расстояние  $R_{\text{тр}}$ . Сумма всех описанных интервалов даст необходимое значение замедления (7):

$$\tau = t_{ин.зар} + t_{уд.в} + t_{напр.раст} + t_{разв.трещ} \text{ с,} \tag{7}$$

где  $t_{ин.зар}$  – время инициирования заряда, равное  $\frac{l_{зар}}{D}$ , с;  $t_{уд.в}$  – время пробега ударной волной расстояния, равного радиусу трещинообразования для данной породы  $\frac{R_{тр}}{C_p}$ , с;  $t_{напр.раст}$  – время формирования растягивающих напряжений в конкретной точке,  $t_{напр.раст} = \frac{1}{k_3 k_1} \ln \left[ \frac{1 + k_3 \bar{r} \cdot \mu / (1 - \mu)}{1 - k_3 (\bar{r})^2 \cdot \sigma_{рас} / P_{ж}} \right]$ , с;  $t_{разв.трещ}$  – время развития трещины на расстояние  $R_{тр}$ , в данной породе  $\frac{R_{тр}}{V_{тр}}$ , с.

Расчет времени замедления проводили на примере одного вида апатит-нефелиновых руд ( $P_2O_5 \approx 5 - 7 \%$ ), в качестве ВВ был принят Фортис Эдвантэдж-70. Характеристики руд, ВВ, а также полученные результаты представлены в табл. 4.

Таблица 4

**Расчет времени замедления для апатит-нефелиновых руд при диаметре скважины 250,8 мм**

Характеристики апатит-нефелиновой руды					
$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	$\mu$	$E$ , ГПа	$C_p$ , м/с	$V_{тр}$ , м/с	$R_{тр}$ , м при Ø250,8 мм
2960	0,23	70,3	5200	200-300	2,9
Характеристики заряда Фортис Эдвантэдж-70					
$L_{зар}$ , м	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	$D$ , м/с	$P_{ж}$ , ГПа		
8,9	1150	5500	8,3		
Оптимальный интервал замедления					
$t_{ин.зар}$ , с	$t_{уд.в}$ , с	$t_{напр.раст}$ , с	$t_{разв.трещ}$ , с		
0,00162	0,000533	0,0000729	0,0145		
$\tau = t_{ин.зар} + t_{уд.в} + t_{напр.раст} + t_{разв.трещ} = 0,0167 \text{ с}$					

Из имеющихся на руднике поверхностных замедлений Exel SL ближе всего подходит интервал 17 мс. По результатам расчетов также был построен график, где можно увидеть, как изменяется интервал замедления в зависимости от диаметра заряда (рис. 2).

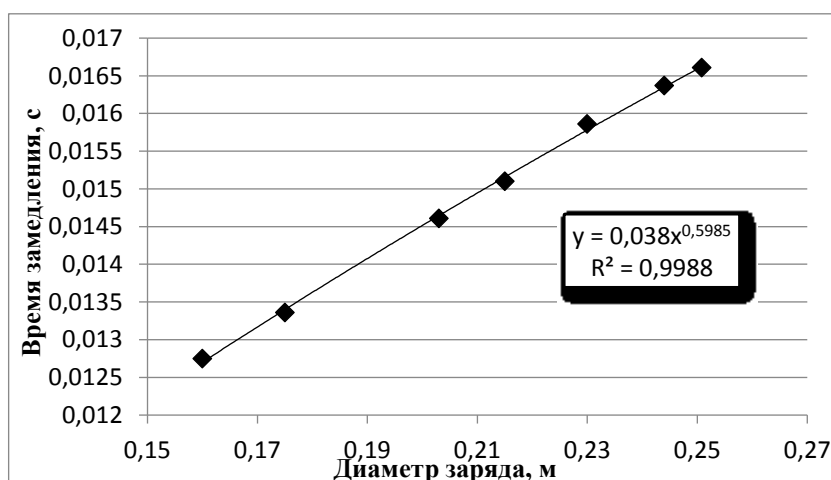


Рис. 2 – Зависимость интервала замедления от диаметра заряда

### Вывод

Результаты проделанной работы послужили основой для корректировки типового проекта ведения взрывных работ на руднике Восточный АО "Апатит".

### Литература

1. Козырев С.А. К вопросу влияния гидрогеологических условий Коашвинского месторождения ОАО «Апатит» на степень обводненности горных пород / С.А. Козырев, И.А. Аленичев // Мониторинг природных и техногенных процессов при ведении горных работ: сб. науч. тр. РАН / Кольский науч. центр, Горн. ин-т. - СПб.: Реноме, 2013. - С. 356 - 362.
2. Козырев С.А. К вопросу влияния обводненности карьера на механизм разрушения апатит-нефелиновых руд и параметры буровзрывных работ / С.А. Козырев, И.А. Аленичев // Взрывное дело. – 2015. - Вып. № 114/71.– С. 160 – 177.
3. Совершенствование технологии буровзрывных работ на предельном контуре карьера / В.А. Фокин, Г.Е. Тарасов, М.Б. Тогунов, А.А. Данилкин, Ю.А. Шитов. – Апатиты: Изд-во Кольский научный центр РАН, 2008. – 224 с.
4. Кушнеров П.И. Оптимальные интервалы замедления между смежными зарядами при КЗВ / П.И. Кушнеров, А.И. Шумский // Взрывное дело. - 2008. – Вып. № 99/56.– С. 69 – 79.
5. Механизм разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании (КЗВ) и расчет интервалов замедления / А.И. Ермолаев, В.В. Токмаков и др. // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений / УГГУ. - Екатеринбург, 2014. – С. 75 – 79.
6. Артемьев Э.П. Обоснование оптимальных интервалов времени замедления при производстве массовых взрывов на карьерах / Э.П. Артемьев, А.В. Трясцин // Изв. ВУЗов. Горный журнал – 2013. – № 2. – С. 84 – 87.
7. Баранов Е.Г. Короткозамедленное взрывание / Е.Г. Баранов // Фрунзе: Илим, 1971. – 146 с.
8. Крюков Г.М. Модель взрывного рыхления горных пород на карьерах. Выход негабарита. Средний размер кусков породы в развале: отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). - Сер. № 2. Препринт. - М.: МГУ, 2005. – 30 с.