

## **ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭФФЕКТИВНОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ**

**Ташкулов А.А.**

Ассистент кафедры «Горное дело» Алмалыкского филиала  
Ташкентского государственного технического  
университета имени Ислама Каримова.

**Алимов Ш.М.**

Старший преподаватель кафедры «Горное дело»  
Алмалыкского филиала Ташкентского государственного  
технического университета имени Ислама Каримова.

### **АННОТАЦИЯ**

*В статье рассмотрены влияние диаметра заряда, сетки скважин на степень дробления горных пород при открытой и подземной добыче.*

**Ключевые слова:** диаметр заряда, л.н.с. (с.п.п.), сетка расположения скважин, зона нерегулируемого дробления, зона регулируемого дробления.

### **ABSTRACT**

*The article considers the influence of the charge diameter, the grid of wells on the degree of crushing of rocks in open and underground mining.*

**Keywords:** charge diameter, l.n.s. (s.p.p.), well location grid, uncontrolled crushing zone, controlled crushing zone.

### **ВВЕДЕНИЕ**

Общеизвестным фактом является то, что от степени дробления горных пород взрывом зависит ряд факторов, которые оказывают непосредственное влияние на последующую цепочку технологических процессов. Скальные породы с коэффициентом крепости  $f = 6 \div 14$  по шкале профессора М.М.Протоdjяконова при добыче необходимо дробить на куски такой крупности, при которой обеспечивается наибольшая эффективность погрузки, транспортирования и последующей переработки.

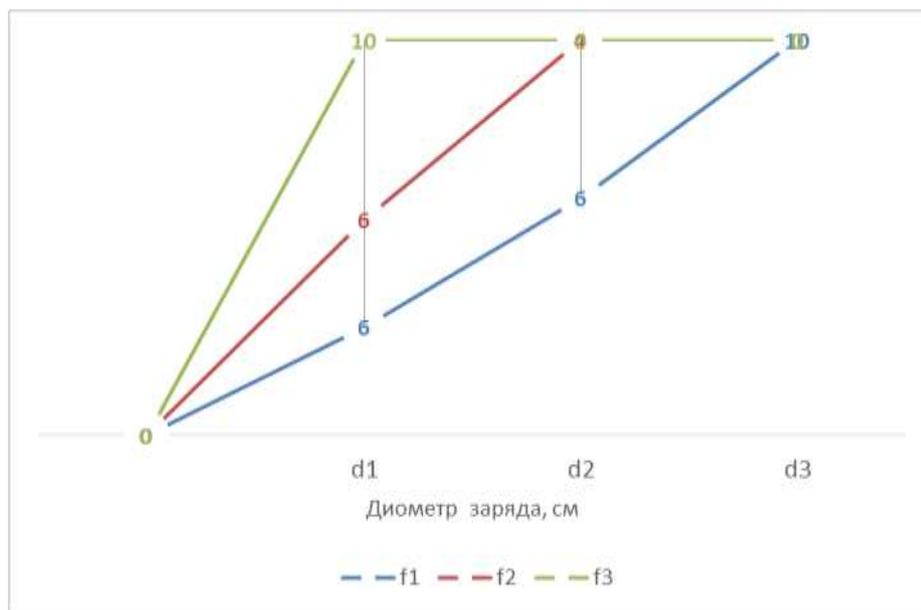
При решении проблемы разрушения горных пород взрывом необходимо получить обоснованную информацию о горной породе, подвергаемой разрушению и предусмотреть комплекс инженерных решений по разрушению горных пород.

## ОБЗОРНЫЙ АНАЛИЗ И МЕТОДЫ

При регулировании степени дробления горных пород взрывом одним из основных параметров являются диаметр заряда, линия наименьшего сопротивления  $W$  и сетка расположения скважин.

Практикой установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость вида:

$$W = kd$$



*Рис.1. Зависимость вели- с. и. п. от диаметра заряда*

С увеличением диаметра заряда процент выхода крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением  $W$  вес больший процент отдельностей, слагающих массив, при взрыве попадает в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшая диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадут в зону регулируемого дробления. Таким образом, диаметр заряда является параметром эффективного регулирования степени дробления.

При малых диаметрах зарядов уменьшаются заколы за линию зарядов вглубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и энергия распространяется по массиву с меньшим коэффициентом затухания. Однако на некоторых предприятиях при уменьшении диаметра заряда с 200 до 100 мм (крупноблочные породы Первоуральского титаномагнетитового карьера) не было получено существенного снижения выхода негабарита. Это объясняется следующим. В настоящее время стоимость обустройства массива скважинами уменьшенного

диаметра относительно высока. Поэтому на практике имеется тенденция расширить сетку скважин при меньшем их диаметре, т. е. увеличить отношение  $W/d$ , что ведет в крупноблочных породах к резкому ухудшению дробления. И, наоборот, удовлетворительные результаты применения скважин большого диаметра (190 мм) по сравнению со скважинами диаметром 100 см без существенного изменения выхода негабарита, например на «Апатит» и Тырныаузского вольфрамомолибденового комбината, объясняются интенсивной трещиноватостью руд (размеры отдельностей допустимого куска соизмеримы) и высокими расходами ВВ, что в сочетании с блоковым взрыванием обеспечивало интенсивное измельчение при отбойке. Некоторые исследователи рекомендуют для получения одинакового дробления породы зарядами разного диаметра вести расчет по формуле  $q/d_3 = \text{const}$  (рис.1.).

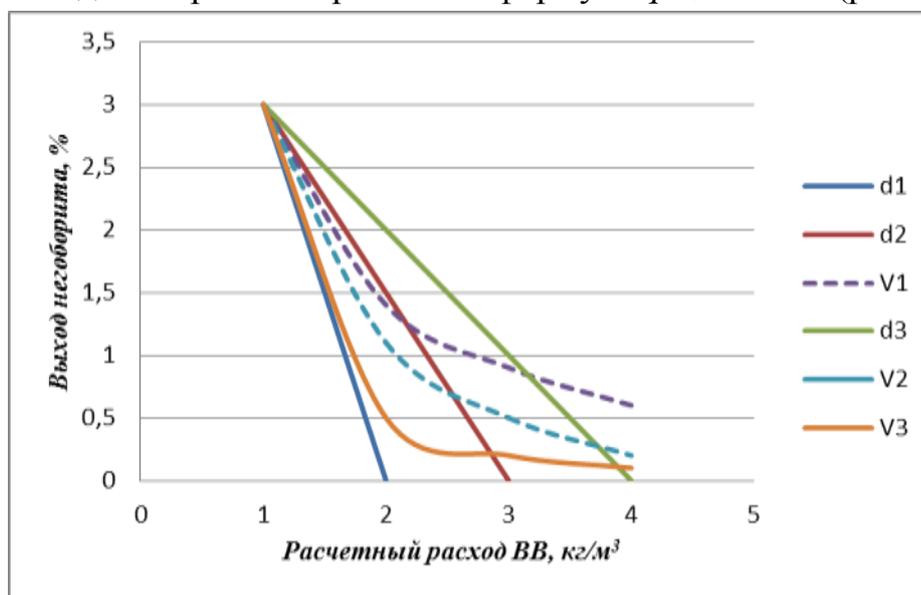


Рис.2. Зависимость выхода негабарита от расчетного расхода ВВ:

$V_{n2}$  и  $V_{n3}$  — выход негабарита из зоны практически нерегулируемого дробления соответственно при диаметре заряда  $d_2$  и  $d_3$

В действительности это соотношение не может оставаться постоянным, так как, начиная с какой-то величины диаметра, выход негабарита будет увеличиваться при увеличении диаметра заряда.

В породах I - II категорий трещиноватости (см. табл. 1) диаметр заряда следует выбирать большим в соответствии с технологическими возможностями предприятия: для подземных рудников 150 - 190 мм, для карьеров 300 - 350 мм.

Таблица 1

Классификация пород по трещиноватости

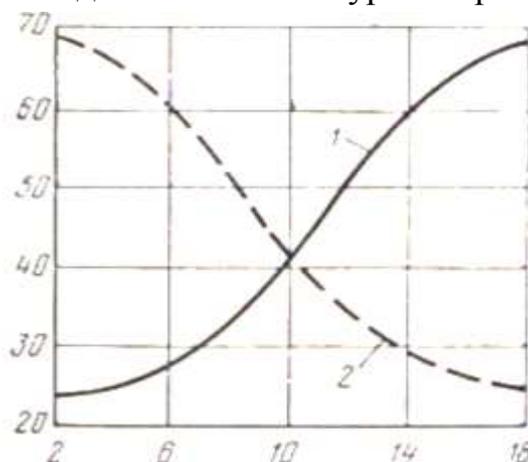
Категория по трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м <sup>-1</sup>	Средний размер отдельностей, м	Содержание в массиве отдельностей (%) в зависимости от их размера		
				> 0,3 м	> 0,7 м	> 1 м
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	Более 10	До 0,1	До 10	Близко к 0	Нет
II	Сильнотрещиноватые (срнеблочные)	2-10	0,1-0,5	10-70	До 30	До 5
III	Средне трещиноватые (крупноблочные)	1-2	0,5-1	70-100	30-80	5-40
IV	Мало трещиноватые (весьма крупноблочные)	1-0,65	1,0-1,5	100	80-90	40-80
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Менее	Свыше 1,5	100	100	100

В породах III категории, а также в однородных породах IV категории при возможности применения многорядного к. з. в. следует принять диаметр 80 - 100 мм для рудников и 200 - 250 мм - для карьеров.

В крупноблочных карьерах V категории, а также неоднородных и часто перемежающихся породах IV категории для отбойки рудных тел небольшого размера, например при небольшом объеме взрывных работ, следует принять диаметр заряда 60 - 80 мм для подземных рудников и 100 - 150 мм для карьеров.

Выбор коэффициента сближения скважин  $m=a/w$ . Работами, выполненными Союзвзрывпромом, показано, что с увеличением  $m$  от 0,6 до 1 при средних удельных расходах ВВ дробление пород не ухудшается, а в ряде случаев даже улучшается благодаря более полному заполнению скважины ВВ и уменьшению длины забойки. В настоящее время при однорядном взрывании применяют  $m=0,84-1,0$ . При многорядном расположении зарядов по квадратной сетке при диагональной схеме коммутации взрыва  $m$  можно увеличить до 2 - 3. В результате этого степень дробления породы значительно улучшается. При

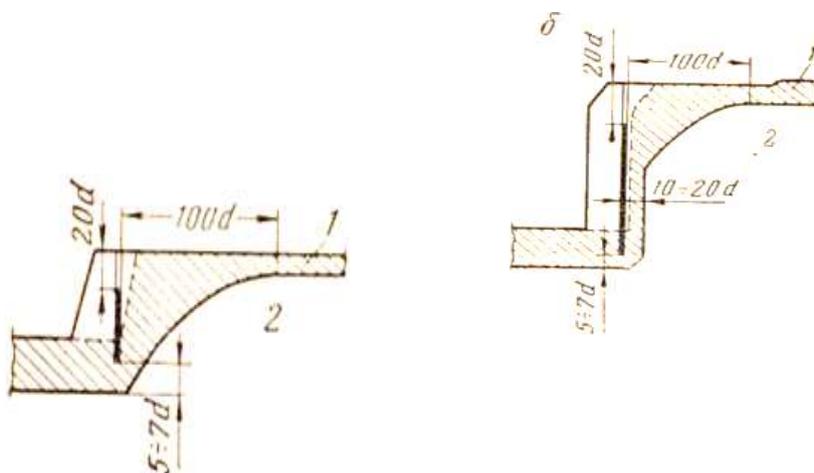
увеличении коэффициента крепости пород  $f$  с 6 до  $16 \div 18$  затраты на бурение растут значительно быстрее, чем затраты на взрывание. При этом в породах ниже средней крепости взрывные работы составляют 70% общих расходов на отбойку, а в крепких - преобладает стоимость буровых работ (рис. 3).



*Рис.3. Изменение относительных затрат на буровые (1) и взрывные (2) работы в породах разной крепости*

Поэтому в породах ниже средней крепости ( $f \leq 7$ ) основное внимание целесообразно уделять снижению расходов на взрывание (применение дешевых ВВ, некоторое снижение расходов ВВ). В крепких породах ( $f > 14$ ) основное внимание надо уделить снижению стоимости буровых работ. В породах с  $f = 7 \div 14$  относительные затраты на бурение и взрывание примерно одинаковы.

Замена в крепких породах дешевых ВВ на более мощные, но более дорогие может быть вполне оправдана, если в результате этого возможно большее снижение стоимости обуривания массива. При таком подходе стоимость отбойки будет снижаться наиболее интенсивно при сохранении хорошего



качества взрыва.

Число рядов скважин. Разрушение массива пород взрывом за линию

скважин особенно сильное в районе первого ряда зарядов (рис. 4).

Рис.4. Нарушение массива при производстве взрывов па карьерах:

*а - низкий уступ; б - высокий уступ; 1 — нарушенный массив; 2 — целик*

Поэтому возможности регулирования степени дробления при однорядном взрывании ограничены. При многорядном расположении зарядов степень дробления горной массы улучшается в результате того, что заряды второго и последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. Чем больше рядов зарядов, тем меньше относительный объем породы первого ряда, тем меньше средний выход негабарита.

Приняв сетку расположения скважин и вес заряда по рядам одинаковыми, средний выход негабарита при взрыве  $n$  рядов зарядов составит:

$$V_n = \frac{V_0 + V_2 \cdot (n - 1)}{n} = V_0 \frac{1 + \frac{V_2}{V_0} \cdot (n - 1)}{n}$$

где  $V_0$  - выход негабарита по первому ряду скважин, %;  $V_2$  - выход негабарита по второму и последующим рядам при одинаковых остальных параметрах расположения скважин, %.

Зная отношение  $V_2/V_0$ , можно по результатам однорядного взрывания найти выход негабарита при переходе на многорядное взрывание. Окончательно расчетная формула имеет вид:

$$V_n = V_0 \frac{1 + 0,3(n - 1)}{n}$$

Конструкция заряда оказывает существенное влияние на степень дробления. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда способствует улучшению дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 5, а) благодаря увеличению зоны регулируемого дробления (рис. 5, б).

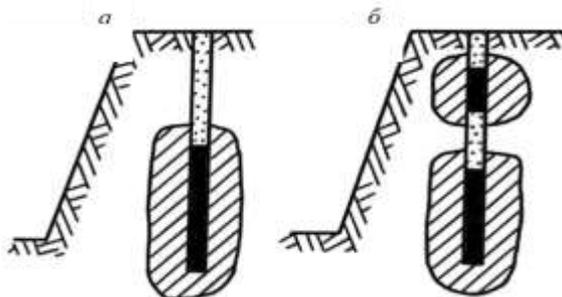


Рис.5. Увеличение зоны дробления при применении рассредоточенных зарядов

Рассредоточение заряда необходимо в том случае, если емкость скважины используется не полностью при сплошных зарядах и если по каким-либо причинам в однородных породах применяется сближенная сетка расположения зарядов и сплошной заряд занимает менее половины длины скважины. В неоднородных породах всегда целесообразно рассредоточить заряд, располагая ВВ в наиболее трудно взрывааемых породах (например, в крупноблочном пласте уступа). По данным акад. АН УССР Н. В. Мельникова и докт. техн. наук Л. Н. Марченко, рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками улучшает дробление. Создание в скважине воздушных промежутков изменяет характер действия взрыва. При взрыве заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы вблизи заряда вследствие высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере.

Оставляя в заряде воздушные промежутки, можно значительно снизить пиковое давление взрыва благодаря уменьшению плотности заряда, тем самым сократить переизмельчение породы в ближней зоне и увеличить время активного воздействия газообразных продуктов взрыва на среду.

В результате такого изменения параметров взрывного импульса доля энергии, идущая на местное переизмельчение, уменьшается и используется на дробление в дальней зоне. Применение заряда с воздушным промежутком почти во всех случаях способствует более равномерному дроблению горной массы.

Длина воздушного промежутка в большинстве случаев устанавливается эмпирически и зависит от длины заряда, типа ВВ и физико-механических свойств горных пород. Воздушный промежуток малой длины не дает эффекта, а воздушный промежуток завышенной длины может привести к ухудшению дробления из-за чрезмерного снижения давления в зарядной камере. Суммарную длину воздушных промежутков можно принимать в следующих пределах: для слабых пород 0,3 - 0,4 длины заряда; для пород средней крепости 0,2 - 0,3 длины заряда; для пород крепких 0,15 - 0,2 длины заряда. Вес верхней части заряда принимают в пределах 0,25 - 0,35 общего веса заряда. Короткозамедленное взрывание зарядов (к. з. в.). На степень дробления оказывают влияние схема и интервал к. з. в., ориентирование зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы, которые необходимо учитывать в конкретных условиях карьеров. При этом следует исходить не только из степени дробления, но также из условий технической возможности и безопасности ведения работ.

Дробление пород III - V категорий по трещиноватости при к. з. в. улучшается по сравнению с мгновенным взрыванием. В породах I и II категорий существенной разницы в дроблении нет. Лучший результат дробления достигается в тех схемах к. з. в., в которых наибольшее число зарядов взрывают одновременно, а действие их направлено навстречу один другому, что способствует увеличению числа соударений кусков.

Хорошее дробление получается при диагональных схемах взрывания с коэффициентом сближения зарядов, увеличенным до 2. Интервал замедлений 25 - 70 мс в большинстве случаев обеспечивает лучшие результаты.

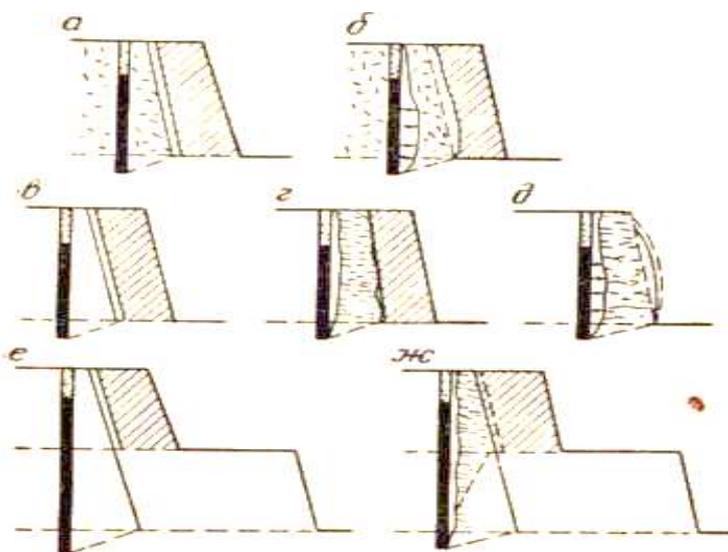
Высота уступа. С увеличением высоты уступа при одинаковых прочих параметрах взрывания степень дробления улучшается. При однорядном взрывании вертикальными скважинами при пологом угле откоса увеличение высоты уступа может привести к ухудшению дробления из-за невозможности выдержать расчетную величину с. п. п. От высоты уступа зависят не только результаты взрывных работ, но и все технико-экономические показатели открытых горных работ, определяемые проектом карьера. Поэтому приходится изыскивать резервы улучшения показателей взрывных работ при заданной высоте уступа.

В породах I - II категорий по трещиноватости при соответствующих горнотехнических условиях (например, широкие рабочие площадки уступов) можно по методу карьеров Кривого Рога иногда взрывать сразу на высоту двух уступов с последующей послойной разработкой горной массы. Хорошее дробление горной массы и удовлетворительная проработка подошвы уступа предопределяются интенсивной трещиноватостью пород.

С увеличением длительности нахождения массива в напряженном состоянии, о чем можно судить по продолжительности истечения продуктов взрыва из скважин, степень дробления пород улучшается. Исследованиями института геотехнической механики (ИГТМ) АН УССР установлено, что с увеличением высоты уступа длительность истечения продуктов взрыва из скважины, характеризуется следующими величинами:

Скорость вылета забойки из скважины 120 - 150 м/с, а продуктов взрыва - до 800 м/с.

В настоящее время для интенсификации дробления широко применяется взрывание на подпорную стенку из разрушенной предыдущим взрывом породы (взрывание в зажатой среде), когда перемещение породы в сторону обнаженной поверхности весьма ограничено.



*Рис. 6. Схема взрыва удлиненного заряда*

При взрывании удлиненного заряда в трещиноватых породах на ранее взорванную горную массу (рис. 6, а, б) разрушение сопровождается смещением среды в области заряда, а также на границе откоса уступа и подпорной стенки. При взрывании удлиненного заряда ВВ в монолитных крепких породах основной объем разрушений вызывается волнами напряжений (рис. 6, в, г, д). Уплотнения основного (разрушаемого) массива здесь быть не может, а смещению всего объема разрушения препятствует подпорная стенка. При взрывании высоких уступов в крепчайших породах в абсолютном зажиме (рис. 6, е, ж) уплотнение породы не происходит и разрушение нижнего подустапа - некачественное.

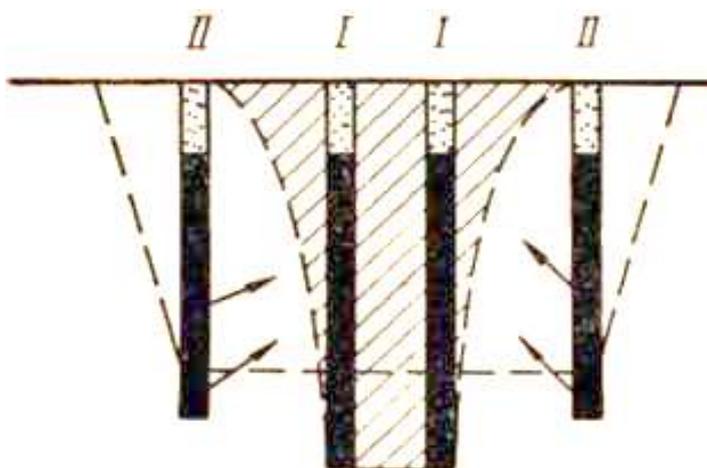


Рис.7. Схемы взрывания на врубовые ряды скважин:

Основное условие качественного разрушения крепких нетрещиноватых пород - смещение разрушаемого массива в пространстве достигается взрыванием на свободную плоскость либо применением специальных методов взрывания.

Для взрывания высоких уступов разработаны мероприятия, обеспечивающие определенное пространственное смещение массива. Врубовые скважины с зарядом ВВ, превышающим по весу заряд остальных скважин, взрывают мгновенно, а затем на созданную щель взрывают остальные ряды скважин (рис. 7). Такое взрывание особенно распространено при проходке траншей.

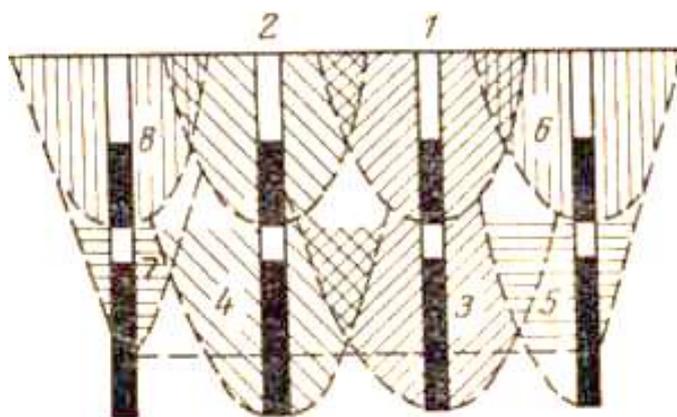


Рис. 8. Разновременное взрывание отдельных участков уступа по высоте:  
*1—8 — очередность взрывания*

Перспективно разновременное взрывание отдельных участков уступа по высоте (рис. 8).

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

При этом методе взрывания массив разделяется на слагающие его отдельности при пространственном смещении взрываемых участков породы. Дробление отдельностей по монолиту довольно неэффективно, поэтому для крупноблочных массивов этот метод взрывания не рекомендуется.

Практика некоторых зарубежных карьеров небольшой мощности подтверждает целесообразность для улучшения дробления применения большой (до 60 м) высоты уступа. При этом используют скважины небольшого (до 100 мм) диаметра и располагают их параллельно откосу уступа, заряжая рассредоточенными зарядами из натренированных ВВ повышенной мощности (рис. 9).

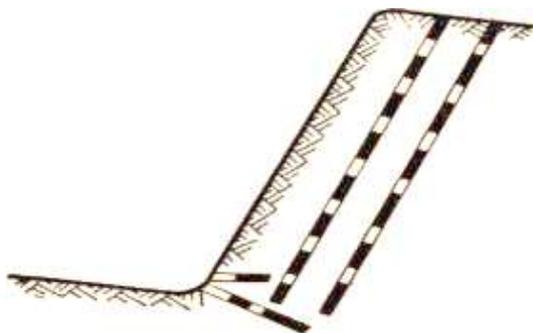


Рис. 9. Взрывание высоких уступов наклонными скважинами

Улучшение дробления достигается как благодаря применению рассредоточенных зарядов небольшого диаметра, так и в результате падения породы.

#### **REFERENCES**

1. Khasanov O.A., Gaibnazarov B.A., Shamayev M.K., Melnikova T.E., «Methodology for an Integrated Research of Application of the Simple Structures of Explosives in the Development of Residential Deposits», International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 6, Issue 12 , December 2019, pp. 11995-12000.
2. Khasanov O.A., Gaibnazarov B.A., Melnikova T.E., “The Research of the Effect of Borning Charges Energy on the Relief and Quality of Ore Crushing”, International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 6, Issue 10 , October 2019, pp. 11409-11415.
3. Khasanov O.A., Gaibnazarov B.A., Melnikova T.E., “THE RESEARCH OF THE EFFECT OF BORNING CHARGES ENERGY ON THE RELIEF AND QUALITY OF ORE CRUSHING”, International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 6, Issue 10 , October 2019, pp. 11409-11415.
4. Melnikova Tatyana Evgenievna, Tashkulov Akmal Alisher Ugli, Mavlyanova Gulshan Abdurakhimovna, “Prospects for ore flow quality management in deep pits”, International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences, Vol.2(2) 2020, pp.31-35, DOI: 10.24412/2181-144X-2020-2-31-35.
5. Shamaev M.K., Melnikova T.E., Tashkulov A.A., Kurbanbaev D.M., «Production Of Drilling And Explosion Works At The “Yoshlik I” Mine Quarry

With The Use Of Non-Electric Initiation System And Emulsion Explosives», International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 7, Issue 5 , May 2020, pp.13550-13554.

6. Khasanov O.A., Gaibnazarov B.A., Melnikova T.E., «Bases Of The Explosion Theory Of Industrial Explosives And Determination Of The Radius Of Mine Massage Cracking Zones In The Explosion Of Focused Extended Charges», International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 7, Issue 4 , April 2020, pp. 13477-13481.

7. Shamaev, M. K., & Melnikova, T. E. (2021). WALL CONTROL AND CONTOUR BLASTING TO ENSURE THE STABILITY OF THE QUARRY BOARDS WHEN OPERATING DRILLING AND BLASTING WORKS. *Oriental renaissance: Innovative, educational, natural and social sciences*, 1(4), 902-909.

8. Melnikova, T. E. (2021). INCREASING THE BOUNDARIES OF OPEN PIT DEPTHS BY APPLYING EFFECTIVE METHODS OF OPENING AND TRANSPORTATION SYSTEMS OF MINED ROCK FROM DEEP HORIZONS. *Scientific progress*, 2(2), 1623-1630.

9. Tashkulov A.A., Berdiyeva D.X., Anarbayev X.P., «Lava Ventilation Technology in Coal Mines International» Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 6, Issue 11 ,

10. Tashkulov A.A., Berdiyeva D.X., Anarbayev X.P., «Estimation of Efficiency of Use of SelfPropelled Machines When Developing Caulda». International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 7, Issue 1 , January 2020

11. Y.P. Isomatov., Tashkulov A.A., Mustafayev B.N., «About changes of mining-geological conditions of Kalmakyr deposits shortening» International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology. Vol.6, Issue 61, September 2019.

12. Ilmuratov U., Tashkulov A.A., Anarbayev X.P., «Parallel design with mining and operations of a new modern mining and metallurgical complex based on the Almalayk MMC» International Journal of Advanced Research in Science Engineering and Technology, Vol 7, Issue 4, April 2020

13. Rahmonkulov R., Manshurov Sh.T., Tashkulov A.A., «Automation of removing the coordinates of the work piece nodal points, for further production of parts on CNC machines» International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 7, Issue 9 , September 2020

14. Шамаев М.К., Ташкулов А.А., «Требования к решениям по выбору методов и средств освоения месторождений для горного производства» International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences ст.45-50. Vol.1(1) 2020
15. Шамаев, М. К., & Ташкулов, А. А. (2021). Эффективность отработки вскрыши высокими уступами на месторождениях полезных ископаемых при открытой разработке. *Oriental renaissance: Innovative, educational, natural and social sciences*, 1(5), 94-202.
16. Шамаев, М. К., and Ш. М. Алимов. "Обеспечение Устойчивости Бортов При Ведении Буровзрывных Работ." *CENTRAL ASIAN JOURNAL OF THEORETICAL & APPLIED SCIENCES* 2, no. 4 (2021): 83-88.
17. М.А.Муталова, А.А.Хасанов, «Разработка технологии извлечения вольфрама из отвальных хвостов НПО АО «Алмалыкский ГМК» Universum: технические науки 3 2019г.
18. М.А.Mutalova, А.А.Khasanov, G.K.Salijanova, I.S.Ibragimov, T.E. Melnikova, «Use of Local Reagent in Breeding Polymetallic-Copper-Lead-Zinc Ore» Journal of Optoelectronics Laser 41 (5), 401-409 2022
19. А.А.Хасанов «СОСТОЯНИЕ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ В МИРОВОЙ ПРАКТИКЕ» Journal of Advances in Engineering Technology, 68-71
20. Анарбаев, Х. П. (2021). РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ВОЛЬФРАМА ПРИМЕНИТЕЛЬНО РУДНИКУ ИНГИЧКИ. *Oriental renaissance: Innovative, educational, natural and social sciences*, 1(5), 51-64.
21. Сохибов И.Ю., Анарбаев Х.П., Маркшейдерское обеспечение комплексного освоения ресурсов горнодобывающих регионов International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences ISSN: 2181-144X DOI: 10.24412/2181-144X-2020-1-35-38