

Трубецкой Климент Николаевич

академик, доктор технических наук, профессор,
Институт проблем
комплексного освоения недр РАН
111020, Москва, Крюковский тупик, 4

Trubetsky Kliment N.

academician,
doctor of technical sciences, professor,
adviser of the RAS Presidium,
the Institute of integrated mineral resources
development RAS
111020, Moscow, Krjukovsky blind alley 4

Захаров Валерий Николаевич

доктор технических наук, профессор,
директор института,
Институт проблем
комплексного освоения недр РАН

Zakharov Valery N.

doctor of technical sciences, professor,
the director of the Institute
of integrated mineral resources
development RAS

Викторов Сергей Дмитриевич

доктор технических наук, профессор,
зам. директора по научной работе,
Институт проблем
комплексного освоения недр РАН

Viktorov Sergey D.

doctor of technical sciences, professor,
deputy director on scientific work,
the Institute of integrated mineral resources
development RAS

Жариков Игорь Федорович

доктор технических наук,
ведущий научный сотрудник,
Институт проблем
комплексного освоения недр РАН

Zharikov Igor F.

doctor of technical sciences,
the Institute of integrated mineral resources
development RAS

Закалинский Владимир Матвеевич

доктор технических наук,
ведущий научный сотрудник,
Институт проблем
комплексного освоения недр РАН

Zakhalinsky Vladimir M.

doctor of technical sciences,
the Institute of integrated mineral resources
development RAS

**ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ МАССИВОВ
ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР**

**THE EXPLOSIVE DESTRUCTION OF
ROCKS MASS IN THE DEVELOPMENT OF
MINERAL RESOURCES**

Аннотация:

В статье рассмотрены состояние и перспективные направления развития взрывных работ при комплексной разработке месторождений твердых полезных ископаемых в России.

Abstract:

In the article the state and perspective tendencies of blasting operations development conducting complex mining of hard mineral resources deposits in Russia are considered.

Ключевые слова: открытые горные работы, подземная разработка, геотехнологии, вскрышные работы, взрывчатое вещество, структура горной породы, масштаб отбойки, конструкции зарядов

Keywords: Surface mining, underground mining, geo-technology, stripping, explosives, rock structure, scale of breaking, construction of charges

Разработка стратегий долгосрочного развития горнодобывающих комплексов базируется на новых подходах, обеспечивающих инновационное повышение эффективности их работы, нивелирование технологических недостатков, снижение энергоемкости горного производства, позволяющих осуществлять комплексное освоение месторождений твердых полезных ископаемых с учетом многообразия природных и техногенных ресурсов [1, 2].

Одним из основных технологических комплексов, определяющих эффективность открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, является буровзрывной комплекс, обеспечивающий дезинтеграцию природных структур горных пород с целью оптимизации технологических процессов экскавации и транспортирования как вскрышных пород, так и полезного ископаемого. Процессы взрывного разрушения горных пород, как наиболее распространенного способа отделения горной породы от массива при освоении недр, составляют крупный и весьма значимый в научном и практическом отношении раздел в горных науках. Он включает развитие теории действия взрыва в твердой среде, разработки рецептурных составов и технологий применения новых взрывчатых веществ, изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях, конструкции зарядов, а также проектирование и безопасность ведения взрывных работ. При этом главнейший физико-технический аспект горного производства определяется совершенствованием методов разработки сложных и многокомпонентных массивов руд и пород на открытых и подземных работах. Практически его единственным «инструментом» (техническим средством) является энергия взрывчатого вещества, а также научно обоснованное управление действием взрыва, т. е. быстропротекающим процессом.

Не касаясь далее вопросов эволюции практики и научных знаний в области разрушения горных пород, осветим некоторые современные научно-технические направления и достижения в горном деле при открытом и подземном способах разработки месторождений, базирующиеся на технологиях взрывного разрушения массивов горных пород.

Интенсивная разработка месторождений полезных ископаемых в относительно благоприятных горно-геологических условиях ведет к истощению их запасов и необходимости вовлечения в добычу месторождений со сложными условиями, особенно глубокозалегающих и с проявлениями динамических процессов. Они характеризуются морфологическим разнообразием, необходимостью раздельного и направленного взрывания рудных и породных скважин, применением инновационных геотехнологий.

Постоянное понижение глубины разработок, ухудшение их горно-геологических условий, усиление проявлений геомеханических явлений в условиях рыночной экономики предъявляют новые требования к горным технологиям в части управления взрывным разрушением горных пород. В результате для решения прежних задач, с точки зрения эффективности взрывных работ, требуются новые подходы, идеи и модели, адекватно описывающие физические процессы горного производства и позволяющие оперативно, в том числе в режиме «экспресс - оценки», улучшать технико-экономические показатели как в пределах выемочного участка, так и месторождения в целом. Исходя из этого, рассмотрим некоторые актуальные и имеющие перспективу технологии взрывного разрушения массивов горных пород, полностью или частично реализованные на ряде горных предприятий.

На подземных горных разработках Российской Федерации наметилось новое направление в буровзрывных работах в виде дальнейшего развития крупномасштабного взрывного разрушения массивов горных пород на открытых горных работах, и в качестве новой парадигмы – крупномасштабная взрывная отбойка в подземных условиях, представленная новой концепцией [3]. Этому предшествовали многолетние научно-исследовательские работы, выполненные в ИПКОН РАН совместно с ИГД СО РАН, ИГД УрО РАН, ВостНИГРИ в тесном взаимодействии с производственными организациями Западной Сибири, Горной Шории и др.

Современный уровень развития буровзрывного комплекса при разработке месторождений открытым способом характеризуется абсолютным преобладанием отбойки руд и пород единичными (одинарными) скважинными зарядами в основном большого диаметра. Причем, вследствие постоянной необходимости повышения количественных показателей отбойки, четко определилась тенденция к увеличению общей энергии зарядов, реализуемая путем постоянного увеличения диаметра взрывных скважин. Однако

перспективы этой тенденции ограничиваются как уровнем развития буровой техники, так и целым рядом очевидных горно-технологических противоречий.

Так, рассматривая типоразмерный ряд существующих шарошечных станков, нетрудно увидеть, что неизбежной платой за преимущества такого способа распределения и использования энергии взрыва является опережающее увеличение веса машин, мощности их силовых установок и снижение мобильности в пространстве карьеров. Изменение диаметра бурения с 200 до 320 мм (на 60 %) привело к повышению веса выпускаемых машин на 129 %, установленной мощности – на 78 %, к снижению средней скорости перемещения в 2,3 раза, то есть энергетическая целесообразность здесь находится в известном противоречии с техническими ограничениями. Поэтому с достаточной степенью достоверности можно предположить, что дальнейшее увеличение диаметра единичных зарядов будет иметь весьма ограниченную и быстро сужающуюся перспективу из-за нарастающих проблем в области механизации буровых работ. Возможно преодолеть это противоречие путем замены единичного заряда эквивалентным ему по энергии дискретным зарядом, используя опыт подземных буровзрывных работ. Актуальность этого возрастает и в связи с необходимостью реализации важнейшего резерва улучшения экономических показателей открытых горных работ, каковым является увеличение высоты вскрышных и добычных уступов при высокоуступной технологии на основе применения принципиально нового вида экскаваторов – кранлайнов [4]. На сегодня это добавляет еще одно противоречие в виде ограниченных технических возможностей существующих экскавационных машин, преодоление которого связано с перспективой применения экскаваторов – кранлайнов. Применение технологии с использованием компактных выемочно-погрузочных машин нижнего черпания на шагающем ходу – кранлайнов – позволяет увеличить высоту разрабатываемых уступов в 2 – 3 раза (до 30 м). Тем самым во столько же раз можно сократить число рабочих горизонтов, увеличить угол откоса рабочего борта в 1,4 – 1,5 раза, снизить затраты на добычные работы не менее чем на 20 %, а текущий коэффициент вскрыши и объем вскрышных работ на 20 – 30 %. Однако обязательным условием успешной реализации высокоуступной геотехнологии с применением экскавационных машин нижнего черпания типа "кранлайн" является достаточная степень дробления пород с обеспечением заданной формы и минимальной шириной развала (до 5 – 10 м) взорванной горной массы [5]. Увеличение высоты уступов (в потенциале до 30 – 40 м) порождает следующее противоречие между необходимостью концентрации большого количества энергии в донной части заряда, вызванное увеличением линии сопротивления по подошве (ЛСПП), и техническими возможностями применяемого бурового оборудования в области увеличения диаметра взрывных скважин. Существующая связь между высотой спаренного уступа H_c и ЛСПП вертикальных скважин диаметром 280 – 300 мм устанавливает определенные пределы высот уступов, из которых следует исходить при их совмещении:

- весьма крепких $H_c = 20 - 22$ м;
- средней крепости..... $H_c = 22 - 28$ м;
- ниже средней крепости $H_c = 28$ м.

Увеличение H_c сверх указанных пределов при прочих равных условиях влечет за собой при вертикальных скважинах рост сопротивления по подошве уступа для первого ряда скважин до величины, превышающей радиус разрушения для заряда данного диаметра, в результате чего сопротивление не будет преодолено. Это требует размещения больших количеств ВВ в скважинных зарядах принципиально других конструкций.

Массовое бурение высоких уступов наклонными скважинами, параллельными боковой поверхности уступа, частично разрешало бы это противоречие, что проблематично по техническим причинам, связанным со сложностью такого бурения скважин существующей буровой техникой.

Указанные противоречия обостряются постоянным усложнением горно-геологических условий, ростом коэффициентов вскрыши, увеличением глубины карьеров, а

также возрастанием долевого участия транспортной системы, со всеми вытекающими отсюда экономическими и технологическими проблемами. Данная ситуация разрешается на основе использования опыта крупномасштабной отбойки руд при подземной разработке рудных месторождений, когда решение задачи по управляемому изменению общей энергии по высоте отбойного заряда сводится к деконцентрации и замене монозаряда большого диаметра группой одновременно взрываемых зарядов малого диаметра (параллельно-сближенными скважинными зарядами). Как вариант, деконцентрация монозаряда предусматривается заменой его группой одновременно взрываемых расходящихся сближенных скважинных зарядов [6]. В результате обеспечивается соответствие между энергией заряда в каждом его сечении по высоте уступа и величиной реальной нагрузки на этот элементарный заряд, то есть гибкий характер изменения относительной энергонасыщенности по длине скважины высокого уступа.

При этом определенный интерес представляют некоторые технологические решения при взрывании высоких уступов при транспортной системе разработки и карьерных экскаваторах циклического действия, работающих в сочетании со средствами карьерного транспорта (автомобильного и железнодорожного). Горно-геологические условия разработки характеризуются углами падения пластов полезного ископаемого и изменением высоты вскрышной зоны по поверхности, а также свойствами разрабатываемых вскрышных пород с учетом необходимости их предварительной буровзрывной подготовки. Горнотехнические условия рассматриваемой системы разработки характеризуются суммарной высотой вскрышной зоны, высотами и количеством вскрышных уступов, необходимыми размерами рабочих площадок, применяемым экскавационным и транспортным оборудованием [7]. В качестве обобщенного показателя принят угол откоса рабочего борта, влияние которого на текущие объемы вскрышных работ достаточно хорошо известно из практики конкретного проектирования и эксплуатации горных предприятий. Проведена количественная оценка такого влияния с дифференцированным учетом взаимовлияния отдельных горно-геологических и горнотехнических условий применительно к целям и задачам данного вопроса. Соответствующие расчеты и анализ выполнены на базе рассмотрения несколько упрощенной схемы отработки вскрышной зоны, показанной на рис. 1.

Принятая расчетная схема по сравнению с реальной вполне адекватна и дает отклонения от реальных значений в пределах 5 – 7 %, что позволило получить аналитические зависимости и провести анализ взаимодействия отдельных показателей и параметров системы разработки в широком диапазоне их изменения. Рассмотрены два периода отработки вскрышной зоны разреза: период строительства разрезной траншеи (горно-капитальные работы), в процессе которого выполняются только вскрышные работы, и период нормальной эксплуатации, когда наряду с производством вскрышных работ осуществляется добыча полезного ископаемого.

Среди показателей рассматриваемой системы разработки вскрышной зоны наибольший практический интерес представляет объем выполнения вскрышных работ, характеризующийся величиной текущего коэффициента вскрыши, значение которого в соответствии с расчетами составляет

$$K_{\text{вк}} = \frac{H_i}{H_d \gamma} \cdot \frac{\sin(\alpha_p + \beta)}{\sin \alpha_p} = \frac{H_i}{H_d \gamma} K_{\alpha 1},$$

где γ – объемный вес полезного ископаемого;

H_i – высота вскрышной зоны в рассматриваемом положении фронта добычных работ;

α_p – результирующий угол откоса рабочего борта в соответствии с рис. 1.

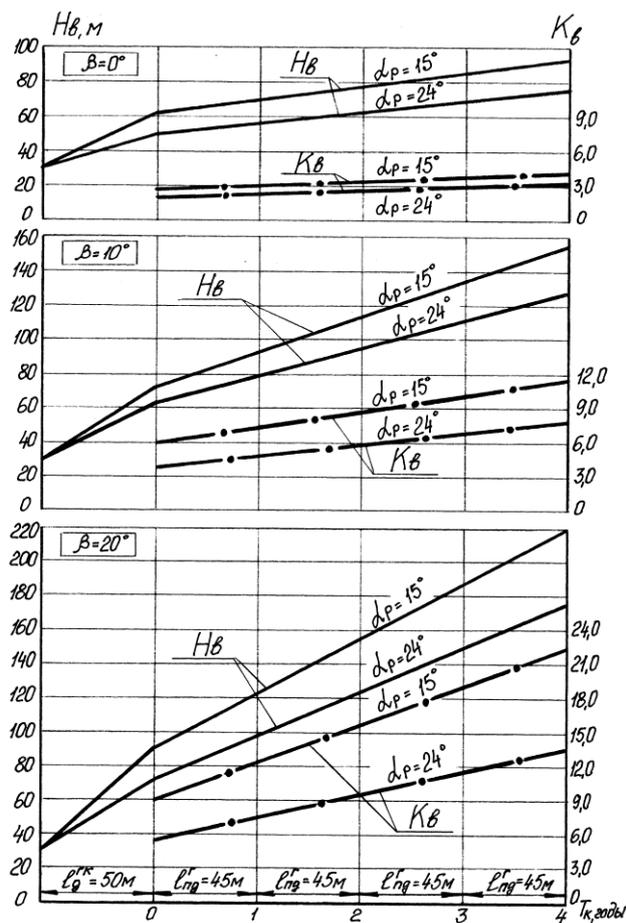


Рис. 2 – Изменение высоты вскрышной зоны и коэффициента вскрыши в процессе развития горных работ

Результаты проведенных исследований представлены на графиках рис. 3, а анализ полученных результатов показал, что

- увеличение угла откоса рабочего борта приводит к снижению текущих объемов вскрышных работ на всех стадиях развития горного производства, а его величина при каждом понижении фронта добычных работ определяется как углом откоса рабочего борта и падением пласта полезного ископаемого, так и высотой вскрышной зоны в рассматриваемом положении фронта добычных работ;

- в процессе строительства разрезной траншеи при изменении угла откоса рабочего борта α_p от 15° до 24° объем горно-капитальных работ снижается в 1,5 – 1,7 раза в реальном диапазоне изменения углов падения пласта полезного ископаемого β от 0° до $20 - 25^\circ$. При этом высота вскрышной зоны после окончания строительства разрезной траншеи уменьшается на 25 – 30 %, обеспечивая понижение величины коэффициента вскрыши в последующие периоды нормальной эксплуатации;

- в процессе перестройки рабочего борта объем вскрышных работ, по сравнению с соответствующим объемом при существующих параметрах рабочего борта, снижается в 2,0 – 2,5 раза. Высота вскрышной зоны в конце периода перестройки уменьшается на величину до 170 м в функции угла β ;

- в период нормальной эксплуатации влияние величины угла откоса рабочего борта сказывается тем сильнее, чем больше значения углов падения пласта полезного ископаемого β и изменения поверхности вскрышной зоны δ . При значениях углов $\beta = 10 \div 20^\circ$, $\delta = 4 \div 6^\circ$ увеличение угла откоса уступа с 15° до $23 - 25^\circ$ обеспечивает снижение величины текущего коэффициента вскрыши на 30 – 40 %;

- при горизонтальном залегании пласта и поверхности вскрышной зоны увеличение угла α_p обеспечивает снижение абсолютных объемов вскрышных работ в процессе перестройки рабочего борта, величина которого составляет

$$\Delta V = 0,5 K_B^6 H_0^6 L_{\Phi} (\operatorname{ctg} \alpha_p^6 - \operatorname{ctg} \alpha_p^H),$$

а в пределах изменения α_p от 15 до 23 – 25° абсолютный объем вскрышных работ за этот период снижается в 1,45 – 1,60 раза.

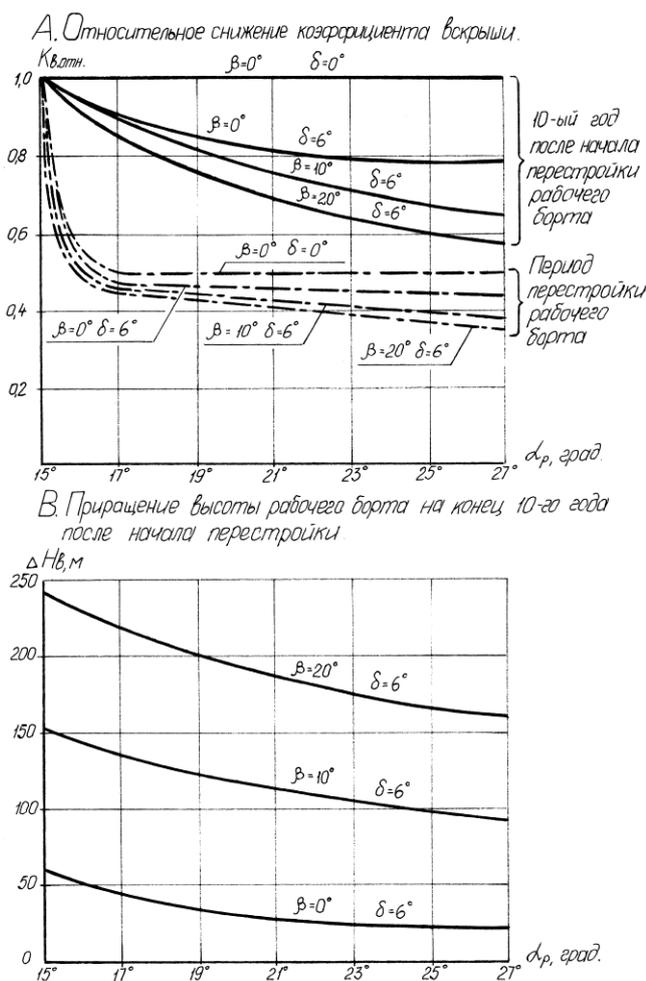


Рис. 3 – Зависимость параметров горных работ от угла откоса рабочего борта

Таким образом, высота уступа является определяющим фактором, обеспечивающим возможность снижения текущих объемов вскрышных работ. Сопоставляя полученные данные, можно констатировать, что наиболее эффективным является диапазон изменения высот уступов в пределах 25 – 35 м, что обеспечивает возможность формирования рабочего борта с углом откоса 22 – 25°.

Взрывное разрушение массивов горных пород при подземной разработке месторождений имеет свои особенности и специфику. Совершенствование систем разработки происходит в рамках расширения области применения известного научно-технического направления – массового крупномасштабного взрывного разрушения массивов горных пород. Этому предшествовала, с одной стороны, систематизация способов и средств управления действием взрыва на предмет соответствия конкретным условиям. С другой стороны, рассмотрение возможностей расширения арсенала средств и способов управления действием взрыва с целью более гибкого удовлетворения технологическим требованиям горного производства. Есть и третий аспект – проверка и уточнение расчетных

методик по определению параметров буровзрывных работ в связи с появлением новых средств бурения, взрывания, наличием на рынке широкого ассортимента ВВ.

И так как конечной целью всех новаций и решений является совершенствование систем разработки и их основного процесса – массовой отбойки руды, цели и задачи определяются наиболее узкими и актуальными физико-техническими и технико-экономическими аспектами в современных условиях. Одна из них, как показал анализ, находится на пути увеличения доли направленной составляющей действия взрыва в различных условиях. Это привело к новой методологии выбора рациональных типов взрывного разрушения на основе интегрального критерия оценки масштабности взрывной отбойки в сложных горно-геологических и морфологических условиях.

Методология базируется на подходе, заключающемся в достижении практически любой формы и интенсивности взрывной волны за счет использования схем бурения скважин под сближенные заряды обычной конструкции, скважин большого диаметра и зарядов специального вида, реализующих направленное действие крупномасштабного взрыва. Открываются широкие возможности для использования направленного крупномасштабного взрывания в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Это, например, реализуется в системах подземного этажного принудительного обрушения слоями параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ увеличенного диаметра на зажатую среду с управлением горным давлением за счет рационального воздействия взрыва на массив. На открытых работах это перспективно при селективной разработке полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях с достижением рациональной степени дробления на неравноценных участках взрываемого блока. Кроме того, условия ведения крупномасштабных взрывов в стесненных и напряженно-деформированных условиях на больших глубинах, с проблемой выбора класса систем разработки и обеспечения качества дробления горной массы, также требуют применения технологий с элементами направленного взрывания.

Идея нового методологического подхода заключается в выборе одного из разномасштабных вариантов буровзрывных работ по определенному обобщенному показателю, учитывающему факторы геологические, геомеханические, технологические и связанные непосредственно с действием взрыва зарядов ВВ и их конструкциями. Это позволило в итоге свести количество вариантов к минимуму.

В конкретных вариантах рассмотрен спектр расчетных данных, класс систем разработки, отражено комплексное влияние технологических условий на результаты взрыва. Получена интегральная характеристика взрывного разрушения массивов горных пород в виде критерия масштабности взрывной отбойки, по которому количество вариантов оказалось сведенным к трем ее типам: мелкомасштабной, среднемасштабной, крупномасштабной.

Тип масштабности отражает комплексное влияние условий взрывных работ в виде обобщенных основных характеристик по методам и показателям буровзрывных работ, сведенным к трем вариантам, что и характеризует критерий как интегральный. Это решает проблему качества дробления горной массы и выбора класса систем разработки при выполнении крупных массовых (крупномасштабных) подземных взрывов.

При добыче полезных ископаемых с применением взрывных работ любыми методами, в том числе с управляемым действием крупномасштабного взрыва, в первую очередь должен быть решен фундаментальный вопрос достижения рациональной степени дробления разрушаемой среды и сохранения устойчивости массива при различных горнотехнических условиях и системах разработки. Использование существующих методик, как показал анализ, оказалось мало приемлемо, в том числе по причинам теоретического характера, лежащих в их основе.

Потребовался новый подход в методике расчета величины заряда при отбойке руд большими зарядами ВВ направленного действия в подземных условиях на основе

использования и развития масштабного фактора в новых условиях [6, 8]. В основу было положено развитие принципа масштабного эффекта на базе анализа известной формулы:

$$Q = qV \quad (1)$$

и ее преобразования с целью достижения одинаковой степени дробления при любых объемах и условиях крупномасштабного взрывания. Был выявлен главный ее недостаток: она не учитывает степень дробления горной массы, так как исторически произошла из задачи перемещения масс (объемов) грунта. Ее усовершенствование заключалось в представлении величины q в качестве зависимой переменной от величины V , что приводит к получению дифференциального уравнения

$$dQ = q(V)dV, \quad (2)$$

учитывающего качества дробления горной массы в зависимости от объема (масштаба) взрывания. Зная зависимости удельного расхода ВВ от линии наименьшего сопротивления для горных пород различной трещиноватости и крепости, можно величину заряда рассчитать с учетом определенной степени дробления по формуле

$$Q = c \int_{w_0}^{w_1} q(w) dW. \quad (3)$$

Она отражает как "традиционно" объем разрушаемого слоя горной породы ($q = \text{const}$), (1), так и дополнительно, "интегрально", степень его дробления ($q = f(w)$), (3), новый фактор). На практике q в разной степени зависит от w , но может и не зависеть, например, при отбойке в сильнотрещиноватых рудах с размером кондиционного куска на предприятии меньше размеров расстояний между трещинами. Тогда формула (3) тождественна формуле (1).

На основании анализа опытных данных $q = f(w)$ в формуле (3) можно представить следующей зависимостью:

$$q = q_0 + kw^\varphi, \quad (4)$$

где q_0 – удельный расход ВВ при w_0 , соответствующему нижнему пределу интеграла в формуле (3);

q – то же, но при w_1 в верхнем пределе интеграла;

член kw^φ есть масштабная добавка, соответствующая увеличению линии наименьшего сопротивления (ЛНС);

k, φ – коэффициенты пропорциональности и масштабности, соответственно.

Формула рассмотрена для всех типов руд от сильнотрещиноватых до относительно монолитных с условием получения приблизительно одинаковой степени дробления. Выявлена сильная зависимость ее от степени трещиноватости массива горных пород (~ 70 %), слабая – от крепости f пород (~ 20 %) и ~ 10 % приходится на остальные факторы. По мере уменьшения трещиноватости характер зависимости (6) меняется, причем неочевидным образом. Наиболее сильная связь проявляется в рудах не - или малотрещиноватых, уменьшаясь по мере постепенного увеличения степени трещиноватости и, с привязкой к размеру кондиционного куска, достигает относительного минимума в рудах среднетрещиноватых. Формула обуславливает «динамический» характер ее применения, гибко (оперативно) учитывая необходимое на массовый взрыв количество взрывчатых веществ, причем в стадии проектирования, тогда как существующие методики рассчитывают количество ВВ исходя из идеологии зависимости (1). Таким образом, формулы (2 – 4) отражают свойство управляемости, так как, отличаясь «динамическим» характером их применения, по сравнению с классической «статической» формулой (1), позволяют оперативно, в начале расчета необходимого количества ВВ на крупномасштабный массовый взрыв, дифференцированно учитывать геологическую структуру всего блока. По существующим методикам этому объему взрывающегося массива соответствовало бы другое, завышенное количество ВВ, отвечающее расчету по формуле (1).

Применяя обобщенный закон подобия при условии сохранения качества дробления неизменным, по этим формулам можно получить выражение для сравнительного взрывания в одинаковых условиях, в которое входят, с соблюдением энергетического принципа, величины запаса энергии в зарядах ВВ, сетки скважин и ЛНС:

$$\frac{Q_n}{Q_c} = \frac{E_n}{E_c} = \frac{S_n}{S_c} \left(\frac{W_n}{W_c} \right)^{\varphi}, \quad (5)$$

где индексы n и c соответствуют новым и старым значениям величин.

В этой формуле отслеживается добавка к основному заряду в формуле (4), необходимая для сохранения качества дробления при изменении объема взрываемого массива (масштабная поправка). В принципе это позволяет на основании геологической информации предварительно рассчитывать крупномасштабную отбойку при очистной выемке в любых подземных условиях, не производя специальных опытных взрывов, получая такое же качество дробления, что и при мелкомасштабных параметрах взрывания. Данный методологический аспект может быть использован и в известных методиках по буровзрывным работам путем сопоставления и корректировки параметров заряда и выемочной единицы массива, приходящейся на скважинный заряд. Данный методологический подход необходим при разработке и проектировании новых технологий с применением крупномасштабной взрывной отбойки массивов горных пород.

Рассмотрим далее примеры технологий взрывания, реализующих эффект крупного масштаба управляемого, в том числе направленного, действия взрыва в различных условиях [9].

При разработке месторождений полезных ископаемых во всем мире получили широкое распространение системы подземной разработки с обойкой руды на зажатую среду. Применение на удароопасных железорудных месторождениях Западной Сибири системы этажного принудительного обрушения с отработкой рудных тел сплошным фронтом без оставления целиков позволяет управлять горным давлением за счет погашения выработанного пространства обрушенными вмещающими горными породами (рис. 4). В распространенном варианте системы разработки с отбойкой руды на компенсационные камеры эллипсоидной формы и зажатую среду взрывные работы производятся пучками параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ диаметром 105 мм, позволяющими вести эффективную отработку в сложных горно-геологических и геомеханических условиях.

При этом из-за влияния геомеханической обстановки наибольшее влияние на массив горных пород оказывают взрывные работы. Масса заряда ВВ технологических (в среднем 0,7 – 20 т) и массовых взрывов (в среднем 120 – 370 т) изменяется от 0,5 до 700 т, при этом обрушается массив объемом от 30 до 250 тыс. м³. Во время подготовки блоков и после массового обрушения руды возрастают затраты на ремонтно-восстановительные работы в выработках транспортного и бурового горизонта, днища блоков, в которых происходят динамические явления.

Недостатками применения скважинных зарядов ВВ диаметром 105 мм являются потери скважин от 30 до 50 % при подготовке блоков, невозможность увеличения производительности труда при бурении, а также невозможность заряжания всех скважин в блоках в сложных условиях, что приводит к повышению выхода негабарита и снижению производительности при выпуске руды и др.

Для обеспечения безопасности, повышения эффективности горных работ и снижения негативного влияния взрывов большой мощности на массив горных пород был разработан способ отработки крутопадающих мощных и средней мощности залежей различной устойчивости руд, содержащий новый элемент в части управления действием взрыва.

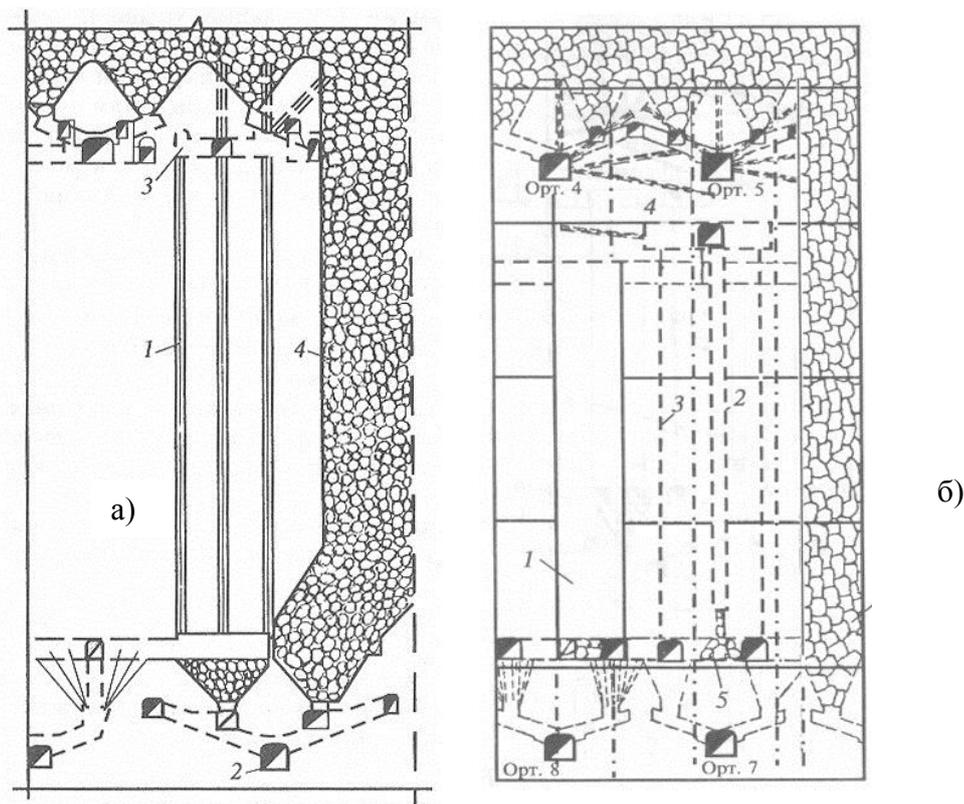


Рис. 4 – Система разработки этажного принудительного обрушения с отбойкой руды параллельно-сближенными скважинными зарядами на зажатую среду:

- а) 1 – сближенные скважины; 2 – орт; 3 – буровые выработки; 4 – зажатая среда;
 б) 1 – компенсационная камера; 2 – вертикальный концентрированный заряд;
 3 – скважины увеличенного диаметра 250 мм; 4 – сближенные скважины;
 5 – горизонт подсечки блока

Он заключался в уменьшении при том же удельном расходе ВВ на первичную отбойку количества скважин в пучке за счет увеличения их диаметра и возможности использования в этом случае других схем расположения скважин в пучке, формирующих взрывную волну более направленно, с учетом геомеханической обстановки (рис. 5).

Основные концентраторы напряжений в горной конструкции — компенсационные камеры и большое количество нарезных выработок на подсечном и буровом горизонтах. Для их исключения разработаны и обоснованы параметры одностадийной системы разработки этажного слоевого обрушения с отбойкой руды скважинами диаметром 250 мм на зажатую среду.

Отрабатываются участки определенных геологических структур, например, среднеустойчивых сильнотрещиноватых руд и пород или устойчивых монолитных малотрещиноватых массивов горных пород. Осуществляется контроль за негативным влиянием геодинамической обстановки через конструктивные и технологические особенности элементов системы разработки. В этих условиях эффектом направленности действия взрыва можно пренебречь, и количество скважин в пучке диаметром 250 может быть сокращено до трех - одной.

Разработанный способ позволил задействовать дополнительные производственные резервы, повысив производительность труда при бурении скважин в 4 – 6 раза. Снижено сейсмическое воздействие взрыва на прилегающий массив горных пород за счет уменьшения массы заряда ВВ до 10 т при отбойке каждого слоя руды в блоке. Если сравнивать с минимальной массой заряда ВВ (не менее 120 т при массовом обрушении блоков), то воздействие взрыва на массив снижается в несколько раз.

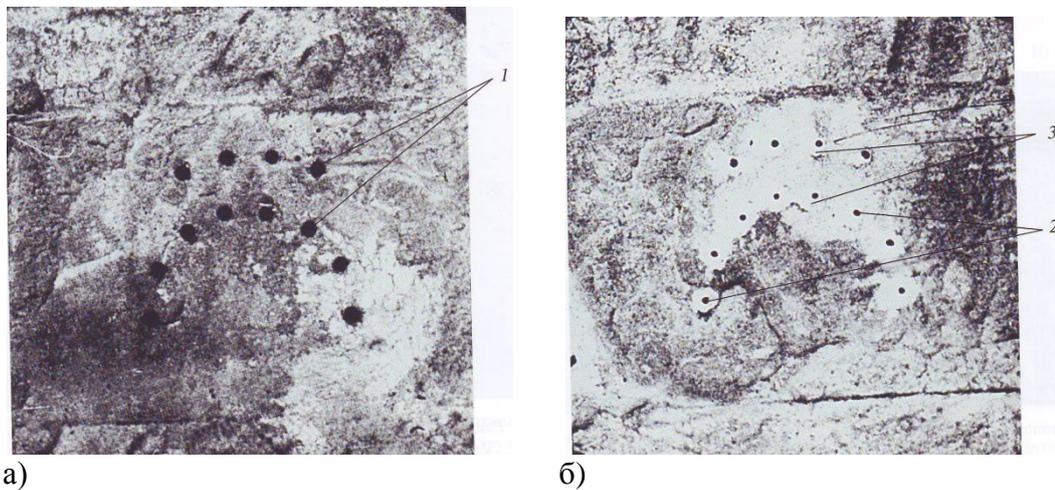


Рис. 5 – Кумулятивная форма расположения сближенных зарядов, формирующая направленную волну взрыва:
а), б) – блок до и после заряжания; 1, 2 – скважины; 3 – кумулятивная выемка

Применение пучковых скважинных зарядов различного количества, диаметра и схем расположения с возможностью их направленного взрывания, улучшило технико-экономические показатели по системе разработки, снизило удельный расход ВВ как на первичное, так и на вторичное дробление, увеличило производительность, глубину и точность бурения скважин. В частности, при образовании центрального вертикального концентрированного заряда большой массы специальной конструкции, близкой к цилиндрической форме, используются оконтуривающие сближенные пучковые заряды. Они размещаются на определенном расстоянии вокруг рудного блока и взрываются первыми. Компенсационные камеры, вновь образующиеся свободные поверхности, использование управляемого взрывания с направлением взрывной волны в сторону ранее обрушенного выработанного пространства обеспечивают защиту от сейсмического действия зарядов большой массы и необходимую степень взрывного дробления горного массива. В порядке обмена опытом в свете изложенного представляет определенный интерес совершенствование техники и технологии специальных взрывных работ, выполняемое ИГД УрО РАН совместно с ООО Уралвзрывпром (г. Екатеринбург) в карьерах нерудных и строительных материалов [10].

Развитие технологических процессов известных способов и методов добычи в аспекте физико-химической и комбинированной геотехнологии также базируется на способах взрывного воздействия на массив горных пород, обеспечивающих эффективность процесса выщелачивания. Были рассмотрены методы добычи комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологией при подготовке скальных горных пород и физико-химические предпосылки выбора ВВ при интенсификации выщелачивания из крепких руд с элементами направленного управляемого взрывания [10, 11].

Буровзрывные работы на открытых разработках при массовом крупномасштабном взрывном разрушении массивов горных пород имеют особенности, которые необходимо учитывать при управлении действием взрыва направленного характера. Дело в том, что диаметр скважин на открытых горных работах подошел по ряду причин к своему предельному значению – около 300 мм, что ограничивает применение некоторых технологий (условия, близкие к камуфлету), резко снижает возможности многорядного короткозамедленного взрывания и достижение приемлемого качества дробления горной массы. Практически единственным здесь технологически приемлемым способом повышения энергии взрывчатых веществ является применение параллельно сближенных скважинных зарядов, если не считать применения огневого бурения и некоторых других эксклюзивных методов получения вертикальных полостей.

Разработка сложных забоев при разработке рудных и нерудных блоков месторождений полезных ископаемых, участки которых существенно различаются по горно-геологической структуре и качеству полезного компонента, осуществляется валовым или раздельным (селективным) способом. Валовой добыче соответствует наиболее простая, в том числе в организационном отношении, технология горных работ и, соответственно, большая производительность горнотранспортного оборудования. Технология работ при этом мало отличается от подготовки однородных забоев. Но обычное массовое взрывание в сложных забоях приводит к значительному перемешиванию полезного компонента, что резко снижает эффективность погрузочно-транспортных работ и ухудшает условия переработки сырья. Получаемое при этом рудное сырье в значительной мере разубоживается пустыми породами, относительно большая часть полезного ископаемого безвозвратно теряется.

Раздельная разработка сложных скальных забоев с применением буровзрывных работ и раздельной выемкой (селекцией) производится либо в период рыхления массива, либо во время выемочно-погрузочных работ без внутрizaбойной сортировки пород или с их сортировкой. Возможна простая сортировка, представляющая обособленную выемку полезного ископаемого и пустых пород по фронту уступа без сортировки по высоте развала, и сложная, с раздельной выемкой их различных видов по ширине и высоте забоя.

При подготовке таких забоев стремятся к созданию условий для производства простой экскаваторной сортировки. При этом, чем интенсивнее в развале перемешано полезное ископаемое с пустыми породами, тем больше времени затрачивается на сортировку и, соответственно, меньше производительность по отгрузке.

При взрывании на открытое выработанное пространство валовый и раздельный (селективный) способы разработки сложных месторождений имеют существенные недостатки, в ряде случаев ставящие под сомнение саму возможность (идею) раздельной добычи полезного ископаемого.

Поэтому главное требование к взрывным работам заключается в том, чтобы места размещения после взрыва горной массы с полезным ископаемым и пустыми породами обеспечивали наилучшие условия для раздельной выемки.

Селективное разрушение горных пород условно базируется на физических и технологических аспектах управления действием взрыва. К методам и средствам первого аспекта можно отнести заряды различных конструкций и составов ВВ, отличающиеся направленностью взрывного воздействия, например, сближенные и специального назначения заряды. Второй аспект включает методы и технику управляемого направленного взрывания с экранированием и локализацией взрывных волн, а также различные их комбинации.

Обычная технология селективной выемки включает бурение рядов взрывных скважин, их зарядание, схемы коммутаций, последовательное короткозамедленное взрывание на неубранную горную массу в соответствии с проектом массового взрыва. Количество взрываемых рядов ограничивается небольшим их числом, лимитированным возможностями (энергией) взрыва одного скважинного заряда принятого диаметра. Специфические особенности технологии взрывных работ при разработке сложных и многокомпонентных массивов руд и пород не ограничиваются указанными выше элементами крупномасштабной отбойки с увеличенными размерами зарядов пропорционально числу взрываемых «на зажим» количеству рядов, т. е. масштабу отбойки. Методология и технология разрушения сложных забоев здесь требуют разграничения участков полезного компонента и пустых пород. В идеале – четко по контактам и границам систем «руда – порода», в отличие от трещиноватости при обычном взрывном разрушении. Это требует дополнительных исследований и привлечения новых методов и средств из арсенала взрывной техники.

К таким методам и средствам, кроме сближенных зарядов различной геометрии, можно дополнительно отнести заряды взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом, а также специальные заряды ВВ оборонного назначения с экранированием и локализацией взрывных волн. Эти технические новации порождают новые варианты технологий взрывных работ при разработке месторождений полезных ископаемых со сложными условиями залегания.

В ИПКОН РАН разработана такая технология (способ) производства взрывных работ при селективной разработке сложно-структурных месторождений на открытых горных работах (рис. 6). Технология учитывает специфику, когда в принципе отсутствует ограничение по энергии для последующих рядов скважинных зарядов, обусловленное возможностями буровой техники [12].

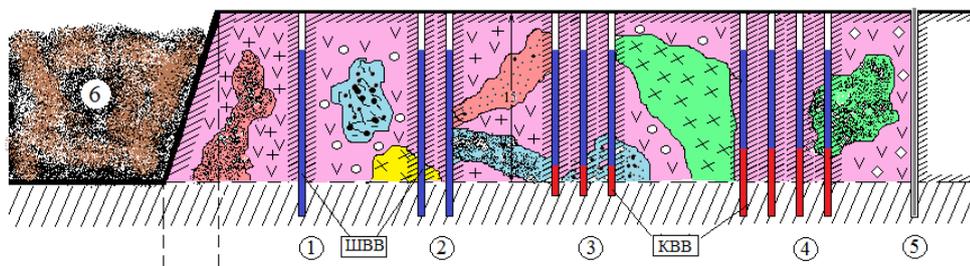


Рис. 6 – Принципиальная схема способа крупномасштабного взрывания сложноструктурного участка массива горных пород:

- 1 – ряд одиночных скважинных зарядов; 2 – пучковый заряд в двух скважинах;
- 3 – пучковый заряд в трех скважинах; 4 – пучковый заряд в пяти скважинах;
- 5 – контурный заряд; 6 – ранее отбитая горная масса (зажим);

ШВВ – штатное взрывчатое вещество; КВВ – конверсионное взрывчатое вещество

Способ характеризуется тем, что для выборочной степени дробления участков разнотипных горных пород в крайних скважинах пучковых сближенных зарядов устанавливаются кумулятивные заряды с плоской симметрией линейной формы навстречу друг другу. По контакту же участков разнотипных пород устанавливаются кумулятивные заряды с плоской симметрией кольцевой формы с ориентированием оси кумулятивной выемки заряда по направлению контакта (рис. 7).

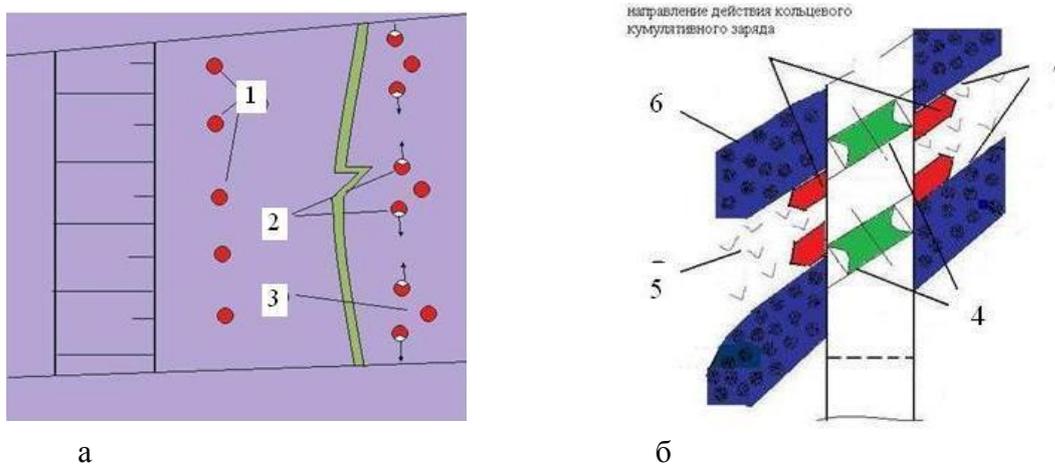


Рис. 7 – Ряды одиночных обычных и сближенных кумулятивных скважинных зарядов:

- а – общий вид; б – кумулятивный фрагмент заряда; 1 – ряд одиночных скважинных зарядов;
- 2 – ряд сближенных кумулятивных зарядов с плоской симметрией линейной формы,
- 3 – встречные кумулятивные заряды с плоской симметрией;
- 4 – кумулятивные заряды с плоской симметрией кольцевой формы; 5 – руда; 6 – порода;
- 7 – граница раздела

Применением пучков сближенных зарядов мощных взрывчатых веществ, количество которых в каждом последующем ряду увеличивается на 1 – 2, начиная со 2 – 3-го, достигается практически не ограниченная многорядность массового взрыва. В торцах скважины заряжаются конверсионными или другими мощными взрывчатыми веществами, а выше их – обычными. Комбинациями схем замедления, включая мгновенное камуфлетное взрывание, достигается степень сохранности (смещенности) геометрии расположения больших объемов сложно-структурного горного массива до и после крупномасштабного массового взрыва, вплоть до начальной. Это позволяет добычу руды вести селективно параллельно с выемкой пустой породы или во вторую очередь после добычи руды. Кроме того, выборочное дробление рудных и породных участков в зажиме различной его степени, получение остающихся практически на месте взрыва больших объемов, не перемешанных взрывом горной массы, создает условия для долговременной и стабильной селективной экскаваторной разборки сложно-структурного забоя. Сокращается количество массовых взрывов и перемещений погрузочно-транспортной техники, увеличивается эффективность применения новой технологии.

Таким образом, взрывное разрушение массивов горных пород располагает научно-технической базой в части управления действием взрыва, в том числе крупномасштабного, определяет геотехнологию разработки месторождений полезных ископаемых в сложных условиях, представляя одно из перспективных направлений взрывных работ при освоении недр.

Литература

1. Трубецкой К.Н. О новых подходах к обеспечению устойчивого развития горного производства / К.Н. Трубецкой, С.В. Корнилов, В.Л. Яковлев // Горный журнал. - 2012. - № 1.- С. 15-19.
2. Трубецкой К.Н. //Проблемы и перспективы развития ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения недр Земли / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2012 - № 4 – С. 116-124
3. Трубецкой К. Н. Новая концепция совершенствования буровзрывных работ на подземных рудниках/ К.Н. Трубецкой, С.Д. Викторов, В.М. Закалинский // Горный журнал. – 2002. – № 9.- С. 9 – 12.
4. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов / К.Н. Трубецкой, А.Н. Домбровский, И.А. Сидоренко и др. // Горный журнал. – 2005. - № 4. - С. 43-47.
5. Жариков И.Ф. Регулирование степени дробления при взрывании высоких уступов / И.Ф. Жариков // Теория и практика взрывного дела. – М.: МВК по взрывному делу при Академии горных наук, 2014. – С. 93 – 106. – (Взрывное дело.- №111/68).
6. //Разрушение горных пород сближенными зарядами / С.Д. Викторов, Ю.П. Галченко, В.М. Закалинский, С.К. Рубцов; под ред. К.Н. Трубецкого. - М.: ООО Изд-во «Научтехлитиздат», 2006. – 276 с.
7. Трубецкой К.Н., Сеинов Н.П., Шендеров А.И. Снижение текущего коэффициента вскрыши в процессе технического переоснащения карьеров //Открытые горные работы. – 2000. - №2, с.7-13.
8. Викторов С.Д. Еременко А.А., Закалинский В.М., Машуков И.В. Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири // Новосибирск. Наука, 2005. –212 с.
9. Еременко А.А. Совершенствование технологии буровзрывных работ на железорудных месторождениях западной Сибири // Новосибирск: Наука, 2013. – 192 с.
10. Берсенев Г.П., Шеменев В.Г., Жариков С.Н. Развитие науки и практики специальных взрывных работ на Урале // Горный журнал. 2012. № 1. С. 25-28.

11. Закалинский В.М., Франтов А.Е. Физико-химические предпосылки выбора ВВ при интенсификации выщелачивания из крепких руд // Вестник Российской академии естественных наук. – 2013/6. – том 13. – С. 97-102.

12. Франтов А.Е. К обоснованию свойств конверсионных ВВ с учетом особенностей процессов взрывных работ в геотехнологиях // Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 6. – С. 11-15.

13. Викторов С.Д., Закалинский В.М., Франтов А.Е., Галченко Ю.П. Способ крупномасштабного взрывного разрушения горных массивов сложной структуры для селективной выемки полезного ископаемого на открытых работах. Патент РФ № 251330 с приоритетом изобретения 16.07.2012 г. по заявке № 2012129943.