

Сибирская угольная энергетическая компания (СУЭК)

На правах рукописи

ИСАЙЧЕНКОВ АЛЕКСАНДР БОРИСОВИЧ

**«ОПТИМИЗАЦИЯ СОПРЯЖЕННО ВЫПОЛНЯЕМЫХ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ
ПРИМЕНЕНИИ СОВРЕМЕННЫХ ЭКСКАВАТОРНО-
АВТОМОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ»
(на примере разреза «Тугнуйский»)**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология (подземная,
открытая и строительная)»

Диссертация
на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
кандидат технических наук
П.И. Опанасенко

Москва 2016

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	5
1.	АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ПРИНЦИПОВ И МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ПОЛУСКАЛЬНЫХ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ЭКСКАВАТОРНО-АВТОТРАНСПОРТНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ.	11
1.1	Экскаваторно-автотранспортный комплекс разреза «Тугнуйский» для разработки полускальных пород	11
1.2	Принципы оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза.	31
1.3	Методические основы оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза.	35
1.4	Выводы: цель, задачи и методы исследований	54
2.	ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРЕЗА «ТУГНУЙСКИЙ», БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД НА ПАРАМЕТРЫ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА	59
2.1	Методика определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы, используемая в программе BlastMaker	59
2.2	Исследование влияния горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» на удельный расход ВВ	67
2.3	Расчёт параметров буровзрывных работ и кусковатости взорванной горной массы с учётом категории разрабатываемых пород в диапазоне обеспечения необходимых условий эксплуатации экскаватора.	90
2.4	Взаимосвязь горнотехнических условий разреза Тугнуйский, физико-механических свойств разрабатываемых пород и параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса.	97
2.5.	Выводы по главе 2	102
3.	ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРА Bucyrus-495HD.	104
3.1	Программа экспериментальных исследований и методика обоснования количества опытов для обеспечения математической достоверности результатов исследований	106
3.2	Экспериментальные исследования влияния кусковатости взорванных пород на показатели работы экскаватора Bucyrus-	110

	495HD	
3.2.1	Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации на примере исследования изменения веса породы в ковше	110
3.2.2	Экспериментальные исследования изменения времени наполнения ковша от кусковатости взорванных пород	124
3.2.3	Экспериментальные исследования изменения времени цикла экскаватора от кусковатости взорванных пород	130
3.3	Изменение производительности экскаватора Bucyrus 495HD в зависимости от кусковатости взорванной горной массы на разрезе «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК).	135
3.4	Опытно-промышленная проверка результатов исследований	139
	Выводы по главе 3	143
4.	РАСЧЕТ СЕБЕСТОИМОСТИ ВСКРЫШИ ПО ОСНОВНЫМ ПРОЦЕССАМ И МИНИМУМА СУММАРНЫХ ЗАТРАТ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СВОЙСТВ ПОРОД, ПАРАМЕТРОВ БВР И КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ	146
4.1	Технико-экономические показатели работы основного технологического оборудования для разработки взорванных вскрышных пород в условиях разреза «Тугнуйский»	146
4.2	Расчёт себестоимости одного кубометра вскрыши по всем основным процессам для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» при различной кусковатости взорванной горной массы	149
4.2.1	Расчёт себестоимости буровзрывной подготовки одного кубометра вскрыши для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский»	149
4.2.2	Расчёт себестоимости экскавации одного кубометра вскрыши	160
4.2.3	Расчёт себестоимости перемещения одного кубометра вскрыши	162
4.2.4	Расчёт себестоимости отвалообразования одного кубометра вскрыши	170
4.3	Расчёт суммарной себестоимости одного кубометра вскрыши по всем основным процессам и зоны минимума затрат	171
	Выводы по главе 4	180
5.	РЕКОМЕНДАЦИИ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА РАЗРЕЗА «ТУГНУЙСКИЙ», АЛГОРИТМ И МЕТОДИКА	183
5.1	Обоснование параметров основных процессов: БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования, которые обеспечивают оптимальные условия разработки	183

5.2	Алгоритм и методика оптимизации параметров основных процессов экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза путём минимизации удельных затрат по основным процессам	190
5.2.1	Укрупнённый алгоритм оптимизации параметров основных процессов экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза	190
5.2.2	Методика, порядок расчёта и пример оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Висугус 495HD на разрезе «Тугнуйский»	193
	Выводы по главе 5	209
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	211
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	215
	Приложение 1. Справка о внедрении результатов диссертационной работы	228
	Приложение 2. Справка об использовании результатов диссертационной работы в учебном процессе	229
	Приложение 3. Состав разделов работы, наличие иллюстраций, формул.	231

Введение

Актуальность работы.

Разрез «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК) при разработке вскрышных пород перешёл на использование новых высокопроизводительных экскаваторов с большой вместимостью ковша (41,3м³) с погрузкой в большегрузные автосамосвалы грузоподъёмностью 220 т. и транспортированием на расстояние 2,0-2,3 км, где породы укладываются во внешний отвал. Предусмотрена погрузка породы на два подъезда и постоянная работа колёсного бульдозера в забое для обеспечения планировки подъезда и стоянки транспорта при погрузке.

Переход на новое оборудование требует пересмотра ранее установленных зависимостей, составляющих методическую основу оптимизации для обеспечения высокоэффективной работы технологического оборудования экскаваторно-автомобильного комплекса, выполняющего все технологические процессы вскрыши. Несовершенство существующих способов оптимизации обусловлено использованием, как правило, эмпирических формул установленных для расчёта производительности уже устаревшего оборудования, поэтому замена или частичная корректировка этих зависимостей, включая методы и инструментарий определения параметров процессов, являются актуальной задачей.

В работе дано решение актуальной задачи оптимизации параметров экскаваторно-автомобильного комплекса при разработке вскрышных пород экскаваторами с ковшом 41,3м³ в условиях разреза «Тугнуйский».

Объектом исследований являются экскаваторно-автомобильные комплексы, разрабатывающие полускальные вскрышные породы современными механическими лопатами с ковшом вместимостью до 41,3 м³ и автосамосвалами грузоподъёмностью до 220 тонн.

Предметом исследований являются параметры основных технологических процессов с учётом возможностей применяемых технических средств и горнотехнических условий эксплуатации.

Цель работы - установить параметры каждого из сопряжённо-выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающие оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса.

Идея работы использование при оптимизации экскаваторно-автомобильного комплекса в качестве критерия оптимизации величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы, что позволяет установить оптимальные параметры каждого из сопряжённо выполняемых технологических процессов, затраты по ним, а также суммарные издержки по технологии в целом..

Методы исследований. В работе использован комплекс методов: обобщение материалов ранее выполненных работ; экспертный анализ; анализ опыта разработки вскрышных пород на угольных разрезах; эксперименты в производственных условиях; методы прикладной математики и математической статистики; технико-экономический анализ с использованием стоимостных параметров.

Основные защищаемые научные положения:

1. Для обеспечения эффективной работы экскаваторов большой единичной мощности (с ковшом вместимостью более 40 м³) необходим мониторинг качества подготовки взорванной горной массы по всему сечению развала, который может быть реализован при совместном использовании эталонных и фактических фотопланограмм, дополненных непосредственными хронометражными наблюдениями за процессом экскавации.

2. Установлены экспериментальные зависимости изменения веса породы в ковше экскаватора, времени черпания и всего цикла экскавации, а также производительности экскаватора, оснащённого ковшом вместимостью 41,3 м³, от средневзвешенного размера кусков раздробленной горной породы.

3. Предложен критерий оптимизации параметров процессов технологии разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными

комплексами большой единичной мощности, базирующийся на использовании величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы.

4. Разработана методика оптимизации параметров сопряжённо-выполняемых технологических процессов разработки полускальных пород, основанная на средневзвешенном размере кусков взорванной породы, позволяющая на конкретном предприятии определить минимум суммарных удельных затрат на разработку вскрыши.

Научная новизна исследований:

-разработан и запатентован «Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации»;

-установлена зависимость изменения вместимости ковша, времени набора породы в ковш и времени цикла от средневзвешенного размера кусков взорванной породы для современного экскаватора с ковшом $41,3\text{ м}^3$;

-определена формула для расчёта производительности экскаватора с ковшом вместимостью до $41,3\text{ м}^3$, в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы;

-разработана методика оптимизации параметров основных процессов технологии разработки полускальных вскрышных пород современными экскаваторно-автомобильными комплексами, которая обеспечивает суммарный минимум издержек.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций, сформулированных в диссертации, обеспечиваются: корректной постановкой задач исследований; использованием широкого диапазона научных методов исследований, включающих анализ и обобщение теоретических и экспериментальных работ, экономико-математическое моделирование, планирование эксперимента и обработку результатов исследований с помощью статистических методов; проведением расчётов с использованием надёжно апробированных методик; сходимостью

экспериментальных данных с расчётными, полученным по установленным зависимостям.

Научное значение работы Разработан способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации, который позволил установить зависимости изменения веса породы в ковше, времени набора ковша (ёмкостью 41,3 м³) и цикла экскаватора, а также его производительности от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород; получены эмпирические зависимости изменения затрат по процессам: подготовка пород к выемке, выемка и погрузка - экскавация, транспортирование и отвалообразование от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород и суммарные издержки по технологии.

Практическое значение работы заключается в разработке:

- методики и алгоритма оптимизации параметров сопряжённо выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающих оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса;
- рекомендаций для условий разреза «Тугнуйский» при применении экскаваторов с ковшом 41,3 м³ и автосамосвалов грузоподъёмностью 220 т, которые обеспечивают суммарный минимум издержек.

Личный вклад автора заключается:

- в сборе, обработке и анализе материалов ранее выполненных работ и обобщении опыта разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными комплексами на карьерах;
- в организации и проведении экспериментальных исследований влияния параметров БВР на кусковатость взорванных пород, на вес породы в ковше, на время набора ковша, на время цикла и на производительность экскаватором Висугус-495HD на разрезе «Тугнуйский»;
- в проведении расчётов себестоимости одного кубометра вскрыши по всем основным процессам при различных параметрах БВР и кусковатости взорванной горной массы и определении параметров технологических

процессов обеспечивающих минимум суммарных затрат, и оптимальные условия разработки;

- в разработке алгоритма и методики оптимизации параметров основных процессов технологии, рекомендаций по реализации результатов исследований для минимизации суммарных затрат по основным процессам при применении экскаватора Bucyrus-495HD на разрезе «Тугнуйский» и опытно-промышленной проверке результатов исследований;

Реализация выводов и рекомендации. Разработанная методика оптимизации параметров сопряжённо выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающих оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса, принята для реализации разрезом «Тугнуйский» и ООО «Управление проектных работ» АО «Красноярскуголь».

Апробация работы. Положения диссертационной работы докладывались на симпозиуме «Неделя горняка» в 2014 - 2016 гг., на техническом совещании Сибирской угольной энергетической компании, в 2016г. на семинаре в Институте проблем комплексного освоения недр РАН и на кафедре «Технологии, механизации и организации открытых горных работ» Московского государственного горного университета в 2014-2015 гг. На конференции международной научной школы академика К.Н. Трубецкого при в Институте проблем комплексного освоения недр РАН.

Публикации. По теме диссертации опубликовано 8 научных работ, все в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России. Получен патент РФ на изобретение - «Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации».

Структура и объем диссертации. Диссертационная работа состоит из введения, пяти глав, заключения, списка литературы из 69 наименований, 2 приложений, изложена на 161 странице машинописного текста, включая 53 таблицы и 25 рисунков.

Автор выражает признательность научному руководителю канд. техн. наук Опанасенко П. И., докт. техн. наук: Артемьеву В.Б., Казакову Н.Н. и Кононенко Е.А. за помощь при выполнении исследований и подготовке работы к защите, а также техническому руководству разреза «Тугнуйский» (СУЭК) за содействие при проведении экспериментов в производственных условиях.

1. АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ПРИНЦИПОВ И МЕТОДИЧЕСКИХ ОСНОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ПОЛУСКАЛЬНЫХ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ЭКСКАВАТОРНО-АВТОТРАНСПОРТНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ.

1.1. Экскаваторно-автотранспортный комплекс разреза «Тугнуйский» для разработки полускальных пород.

На разрезе «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК) при разработке вскрышных пород на автотранспорт применяется экскаватор Вискус-495HD. Он оснащён ковшом трапецевидной формы вместимостью 41,3 м³ (рис. 1.1).



Рисунок 1.1 – Форма ковша экскаватора Вискус 495HD .

Погрузка породы осуществляется в карьерные автосамосвалы БелАЗ-75306 грузоподъёмностью 220 тонн. Разрабатываемые породы представлены песчаниками с прослоями алевролитов и угля, требующими предварительного рыхления с применением БВР [4]. Часть пород ($\approx 30\%$)

относиться к категории «средне взрываеемые породы» - это аргиллиты, алевролиты и песчаники на глинистом и карбонатном цементе со слабой трещиноватостью $\gamma = 2,2-2,4 \text{ т/м}^3$; коэффициентом прочности по Протодяконову $f=6-10$; величиной естественной отдельности $D_{отд.}=1,5\text{м}$. Часть пород ($\approx 70\%$) относится к категории «Трудновзрываеемые породы» - аргиллиты, алевролиты и мелкозернистые песчаники на карбонатном и кремниевом цементе крупноблочные $\gamma = 2,4-2,8 \text{ т/м}^3$; с коэффициентом прочности по Протодяконову $f=8-12$; величиной естественной отдельности $D_{отд.}=1,8\text{м}$

Вскрышные работы на разрезе практически полностью выполняются с применением БВР. В качестве исходной геологической информации для проектирования БВР используются данные по геологоразведочным скважинам, которые зачастую находятся даже вне взрываеемого блока. При этом принимается, что представленная по этим данным геологическая структура едина для всего блока, а это далеко не всегда соответствует действительности, поскольку разрабатываемый массив горных пород имеет сложно структурированное строение, расположение крепких и слабых слоёв постоянно меняется и предсказать размещение крепких слоёв по глубине практически невозможно. Проект на БВР, выполненный на основе таких данных, зачастую приводит к неравномерному дроблению горной массы, большому количеству негабаритов. В некоторых случаях оказывается необходимым повторное взрывание части блока.

Следует также отметить тот факт, что в отсутствии детальной геологической информации геологи предприятия при формировании предполагаемой структуры выбранного блока ориентируются, в соответствии с общепринятой в отрасли практикой уменьшения выхода негабаритов, на максимально возможную крепость породы на блоке.

Это приводит к завышению требуемой энергии взрыва для разрушения блока, и, как следствие - к перерасходу ВВ и к переизмельчению массива.

В первоначальный период работы этого экскаватора на разрезе в декабре 2011 г. среднесуточная производительность экскаватора составляла 36,5 тыс.м³. Ежедневный контроль и хронометражные наблюдения за использованием рабочего времени внутри смены определили ряд организационно-технических изменений, включающих погрузку в самосвалы на две стоянки (рис. 1.2) и постоянную работу колёсных бульдозеров в забое для обеспечения подъезда и планирование стоянки для автосамосвала при погрузке и др., которые позволили довести суточную производительность до 55 тыс.м³.

При этом установлено, что при качественно проведённой буровзрывной подготовке пород к выемке, высоте уступа не менее 15м и угле поворота экскаватора при погрузке до 70° время цикла составляет $T_{ц} = 35-40с$.

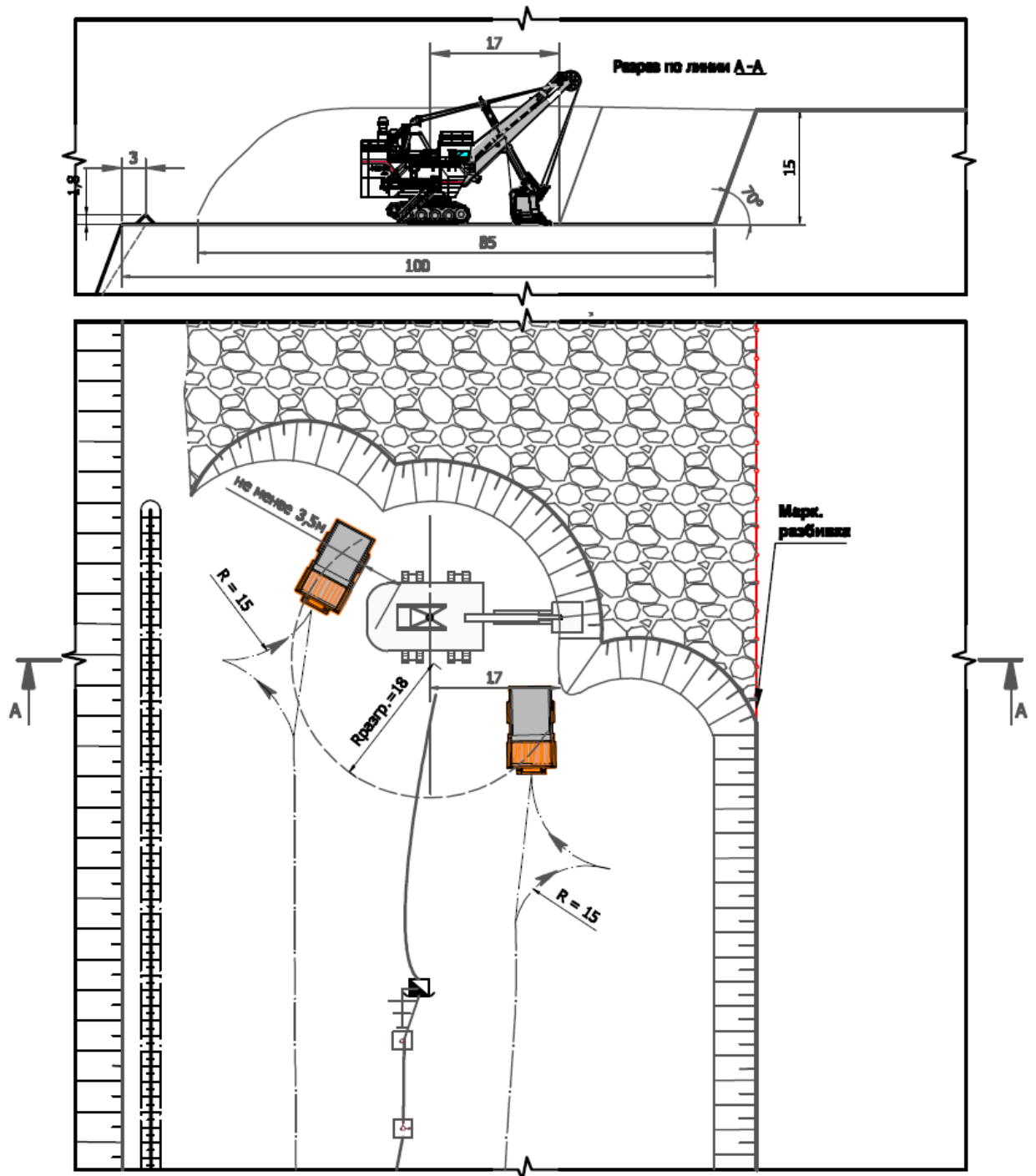


Рисунок 1.2- Работа экскаватора BUCYRUS-495 HD на два подъезда при погрузке в БелАЗ-7530.

Анализ использования внутрисменного времени выявил резервы улучшения его использования, главным из которых является сокращение времени ожидания автотранспорта и манёвров экскаватора в забое.

Анализ расходования календарного фонда времени в течение года показали, что в результате реализации принятой на разрезе технической

политики были достигнуты довольно высокие значения коэффициента технической готовности оборудования и его использования, которые составили соответственно $K_{гр} = 95\%$, а $K_{п} = 91\%$.

Как известно (Репин, Ташкинов и др.), с уменьшением величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы ($D_{св}$), растёт производительность экскаватора и снижаются удельные затраты на процесс экскавации, но в то же время существенно увеличиваются затраты на дробление пород массива с применением буровзрывных работ. На разрезе Тугнуйский удельный расход ВВ нередко достигает $1,3 \text{ кг/м}^3$ для пород 3 и 4 категории по взрываемости при нормативе не более $1,0 \text{ кг/м}^3$ (в пересчёте на эталонное - ВВ граммонит-79/21). Величина удельных затрат на БВР довольно интенсивно возрастает при уменьшении $D_{св}$: при $D_{св}=0,7\text{м}$ – 8 руб/м^3 , при $D_{св}=0,4$ – 14 руб/м^3 , а при $D_{св}=0,2$ – 31 руб/м^3 .

Для обеспечения эффективной работы экскаваторов большой единичной мощности необходимо обеспечить степень дробления, с достижением величины $D_{св}$, обеспечивающей оптимальное соотношение технологических параметров процесса экскавации (экскаватором с ковшом более 40м^3) и буровзрывных работ, для чего необходим мониторинг качества подготовки взорванной горной массы.

Разрез «Тугнуйский» – современное предприятие, оснащённое спецтехникой и эффективно применяющее компьютерные технологии. В настоящее время там реализованы и успешно применяются две современные системы: Система имитационного моделирования буровзрывных работ «Blast Maker» и система автоматизированной диспетчеризации «Карьер» (АСД «Карьер»).

Программно-технический комплекс (ПТК) «Blast Maker».

Для эффективного ведения БВР необходимо иметь максимально полную информацию о геологическом строении взрываемого массива. Одним из способов получения дополнительных сведений о структуре и прочностных свойствах массива горных пород является использование

данных об энергоёмкости бурения, получаемых с буровых станков непосредственно в процессе бурения взрывных скважин [100,101]. Такой способ, реализованный в ПТК «Blast Maker», привлекателен тем, что не нарушает существующую технологию ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований. Одновременно становится возможен автоматический сбор и накопление объективной производственной информации по каждому буровому станку и экипажу (пробуренные метры и скважины, производительность потраченного время и время на ожидание и выполнение ремонта, заправки или техобслуживания, расход топлива, использование шарошек и применяемые режимы бурения, и другие сведения).

Объединение данных по энергоёмкости бурения скважин взрываемого блока с данными геологических скважин и геологических проб с рабочего борта в единой информационной базе позволяет получить 3-D модель геологического массива, что позволяет учитывать фактические свойства массива горных пород при проектировании параметров буровзрывных работ.

Система «Кобус».

ПТК состоит из пакета САПР БВР «Blast Maker» и системы сбора и передачи данных с буровых станков «Кобус».

Система «Кобус» включает в себя оборудование сбора и передачи данных (контроллер «Кобус», датчики, радиопередающее устройство), размещаемое на буровых станках, оборудование Базовой Станции (БС) «Кобус», размещаемое в центральном офисе разреза, и оборудование Ретрансляционных Станций (РС), размещаемое на мачтах по периметру карьерного поля разреза. Программная компонента системы представлена программным обеспечением (ПО) БС и ПО Системы Управления Базой Данных (СУБД), встроенным ПО контроллеров «Кобус», и пакетом пользовательского ПО.

Взаимодействие всех компонентов комплекса (контроллеры «Кобус», сервер БС с базой данных, программные пакеты на компьютерах

специалистов предприятия) осуществляется по локальной вычислительной сети (ЛВС) предприятия. Оборудование беспроводной передачи данных на буровых станках, на базовой станции и на ретрансляционных станциях образует радиосеть системы сбора данных и архитектурно является беспроводным продолжением ЛВС, или иначе беспроводным сегментом ЛВС предприятия. При этом доступ к этому беспроводному сегменту есть только у специализированных серверов предприятия.

Организация обмена данными между компонентами ПТК на основе ЛВС предприятия с использованием интернет-технологий позволила также обеспечить удалённый доступ к базе данных комплекса специалистов головного офиса СУЭК (г.Москва), что дало возможность оперативно контролировать как работоспособность технических средств комплекса, так и использование парка буровых станков и выполнение текущих плановых заданий на разрезе. Более того, возможность получения доступа к базе данных и к оборудованию комплекса через Интернет позволило производить обновления ПО, а также осуществлять полноценное удалённое техническое сопровождение всех программных и технических средств ПТК разработчиком комплекса из офиса компании в г. Бишкек. Разумеется, специалистами подразделения обеспечения компьютерной безопасности разреза для этого были предоставлены соответствующие права доступа к ЛВС предприятия, с соблюдением всех необходимых мер информационной безопасности.

Информация об энергоёмкости бурения обрабатывается с помощью бортовых процессоров «Кобус» с дальнейшей передачей по ЛВС на рабочие места специалистов, где используется для проектирования параметров БВР в САПР БВР. Кроме того Blast Marker позволяет специалистам предприятия получать фактические паспорта обуренных блоков с точными координатами устья пробуренных скважин и глубинами скважин.

Согласованные с предприятием формы отчётов содержат данные по эффективности использования парка бурового оборудования, расходу

топлива, производительности труда, выполнению производственных плановых заданий за разные отчётные периоды, а также сведения для углублённого анализа структуры затрат времени машинистами буровых станков, ремонтными и обслуживающими подразделениями на выполнение различных технологических операций (чистое время бурения, время на вспомогательные технологические операции - смену штанг, переезд к новой скважине и к новому блоку, дозаправка, техобслуживание, ремонт, время на ожидание обслуживания, и пр.), позволяет учитывать непроизводительно затрачиваемое время для принятия мер с целью его уменьшения. В составе пакета пользовательского ПО имеется также подсистема мониторинга технического состояния и использования компонентов комплекса, позволяющая в удалённом режиме диагностировать оборудование и своевременно принимать меры для устранения его возможных отказов.

Сбор данных на буровых станках.

В основу работы системы сбора данных на буровых станках положена методика определения физико-механических характеристик массива (прочности, буримости, взрываемости) по данным удельной энергоёмкости бурения (энергии, затрачиваемой на бурение единицы длины или объёма скважины), которая зависит от типа шарошечного долота, осевой нагрузки, вращающего момента, скорости вращения, скорости проходки и сечения скважины, и некоторых других. При соответствующей обработке полученных данных определяется распределение удельной энергоёмкости бурения и, соответственно, прочностных характеристик породы и крупных трещин в ней по всей глубине скважины. Регистрацию указанных параметров, а также глубины бурения, координат устьев скважин и положения станка, углов разворота станка и углов наклона мачты, и других технологических данных, связанных с эксплуатацией бурового станка, обеспечивает контроллер сбора данных «Кобус» с комплектом соответствующих датчиков .

Текущие значения всех регистрируемых и вычисляемых параметров отображаются на дисплее контроллера, размещённого в кабине станка. Машинист вводит необходимую технологическую информацию, в частности, табельные номера экипажа в начале смены, текущий режим использования станка (работа, простой и его причина), и другие, используя клавиатуру контроллера. Введённая машинистом информация о начале и окончании смены, об изменении режима работы и причине простоя в привязке к времени, номеру станка, табельным номерам экипажа сохраняется в Базе Данных системы и в режиме реального времени доводится до сведения диспетчера предприятия или начальника бурового участка, которые могут уточнить у машиниста станка причину простоя, принять или не принять ее, а также предпринять действия по ее устранению.

Контроль текущего положения станка и фактических координат устьев пробуренных скважин в местной трёхмерной системе координат, углы разворота станка в горизонтальной плоскости и углы наклона мачты станка в двух вертикальных плоскостях обеспечивается использованием в составе системы высокоточных двухантенных приёмников сигналов глобальной навигационной спутниковой системы (ГНСС) GPS/ГЛОНАСС и двухосевых инклинометров.

Для учёта расходования топлива на буровых станках применяется датчик уровня топлива Omnicom LLS, подключённый к контроллеру «Кобус». Информация о текущем уровне топлива в баке постоянно регистрируется в привязке к времени, номеру станка, табельным номерам экипажа, отражает все его изменения как в процессе работы, так и при дозаправке, и при этом отображается на дисплее контроллера для машиниста, на экране у диспетчера, и сохраняется в базе данных комплекса. Обработка этой информации с помощью пользовательского ПО позволяет формировать отчеты о расходовании топлива на каждом станке в привязке к смене, станку, машинисту за разные интервалы времени, а также сводные отчёты.

Важной функцией системы сбора данных является отображение на дисплее контроллера текущего проекта на бурение и возможность наведения станка на новую скважину в соответствии с этим проектом. Проекты на бурение, создаваемые специалистами отдела проектирования в пакете САПР БВР, рассылаются на все станки по радиосети; машинист бурового станка выбирает актуальный для него проект на дисплее контроллера, и производит бурение в соответствии с этим проектом, при этом наведение станка на новую скважину осуществляется им в реальном времени по отображаемому на дисплее контроллера положению данного станка на масштабируемом фрагменте плана обуриваемого блока. При этом точность следования проекту не будет зависеть от внешних условий, таких, как снежный покров, грязь или ночное время, отпадает необходимость выноски меток сетки скважин на блок, на что в среднем тратится до 40% времени. Кроме того, на дисплее может аналогичным образом отображаться и использоваться для управления движением станка рекомендованный путь перегона станка к новому месту бурения через весь разрез. Это полезно с точки зрения того, что рельеф и геометрия карьера постоянно меняется в силу очевидных причин, и тот путь, которым машинист пользовался ранее, в данный момент может оказаться невозможным.

Востребованной функцией системы сбора данных также является предоставляемая диспетчеру или руководителю бурового подразделения возможность отправки на станки и отображения на дисплее контроллера текстовых сообщений для машиниста, с возможностью его ответа «да-нет» или цифрового ответа.

Базовая станция.

Базовая станция «Кобус» включает в себя сервер, базовый приёмник сигналов ГНСС для формирования Real Time Kinematic (RTK) - поправок, и базовое радиопередающее устройство. RTK-поправки регулярно рассылаются по радиосети на ГНСС-приёмники буровых станков для обеспечения необходимой точности определения координат станка (ошибка

по каждой координате на всем поле разреза не превышает ± 5 см, что на практике позволяет обеспечить точность позиционирования станка для бурения скважин точнее чем $\pm 0,25$ м). Новые проекты на бурение, создаваемые в пакете САПР БВР, и текстовые запросы к машинистам станков также поступают в базу данных и передаются по радиосети на станки. Все поступающие с буровых станков данные регистрируются в базе данных комплекса в привязке к времени, номеру станка, табельным номерам экипажа.

Радиосеть.

Радиосеть комплекса построена с использованием беспроводного широкополосного оборудования, реализующего технологию радиосвязи MESH, что обеспечивает высокую надёжность и устойчивость радиосвязи с буровыми станками. Выбор такой технологии обусловлен геометрией разреза, представляющего собой достаточно узкую, глубокую и протяжённую выемку неправильной формы. При использовании технологии радиосвязи WiFi, и других аналогичных, даже несмотря на достаточно большое количество ретрансляционных станций (на разрезе оказалось необходимой установка по периметру разреза до 5 таких станций), оставались бы зоны, в которых была бы невозможна радиосвязь со станками. При использовании технологии MESH оконечные точки радиосети на буровых станках обеспечивают дополнительную ретрансляцию сигналов от других точек, при этом создание новых маршрутов передачи данных осуществляется автоматически, что в результате и обеспечивает полное радиопокрытие всей площади разреза. Нужно также отметить, что изначально заложенная избыточность полосы пропускания оборудования радиосети ПТК обеспечила возможность ее одновременного использования внедряемой в настоящее время компанией «ВИСТ Групп» на разрезе системой диспетчеризации подвижного технологического оборудования (карьерные самосвалы, экскаваторы, и др.). Возможности радиосети оказались после этого далеко не исчерпанными, что позволит использовать ее для

дальнейшего развития информационных технологий на разрезе, например, внедрения системы видеонаблюдения, голосовой связи, и других, без дополнительных затрат на развёртывание новой радиосети.

На начальном этапе развёртывания радиосети пришлось преодолевать сложности, связанные с электропитанием ретрансляционных станций радиосети от фидеров, обеспечивающих электроснабжение шагающих экскаваторов, для которых характерна высокая степень изменчивости потребляемой мощности и, как следствие - значительные, превышающие нормы даже для промышленных сетей класса III колебания установившихся значений напряжений и импульсные выбросы энергии в питающую сеть, повреждающие оборудование электропитания на мачтах ретрансляторов, а также частые и нередко продолжительные отключения фидеров для проведения технического обслуживания экскаваторов или устранения аварий на время, превышающее возможности источников бесперебойного электропитания (6-8 часов), установленных на мачтах ретрансляторов. В результате имели место значительные перерывы в радиосвязи, отрицательно влияющие на качество работы комплекса. Несмотря на то, что собираемые на станках данные в отсутствие радиосвязи сохраняются в энергонезависимой памяти контроллера и передаются после ее восстановления, сказывалась невозможность их своевременного получения для использования пакетом САПР БВР, особенно при длительных, до 1-2 дней, отключениях. Кроме того, отсутствие радиосвязи хотя бы на несколько минут делало невозможным получение RTK-поправок приёмниками сигналов ГНСС на станках, что приводило к серьёзному ухудшению точности местоопределения станка (до ± 3 метров, и больше, вместо $\pm 0,25$ м в нормальном режиме) и делало невозможным использование режима наведения. Применение разного рода устройств, предназначенных для защиты электрооборудования от импульсных помех и перенапряжений (УЗИП), реле напряжения, и пр., не давало ожидаемого эффекта, поскольку при этом сами защитные устройства выходили из строя вместе с

защищаемым оборудованием. Проблема радикально решилась прокладкой индивидуальных воздушных линий электроснабжения к каждой мачте ретрансляторов непосредственно от подстанций.

Программный пакет САПР БВР «Blast Maker».

Пакет САПР БВР «Blast Maker» обеспечивает оперативность создания многовариантных проектных решений массового взрыва и выбор наиболее оптимального из них в условиях высокой интенсивности горных работ. Использование САПР БВР позволяет учитывать геометрию блока и прочностные свойства слагающих пород, а также рационально распределять скважинные заряды для эффективного разрушения массива. При этом создание проекта на бурение производится на основе прогнозных значений о прочностных свойствах пород взрываемого блока, а создание проекта на взрыв производится по фактически пробуренным скважинам и по данным о прочностных характеристиках пород, полученным в процессе бурения этих скважин.

Пакет САПР БВР состоит из набора модулей, обмен информацией между которыми осуществляется через единую базу данных. Пакет объединяет в себе цифровую модель месторождения, математическую модель взаимодействия заряда со средой, средства обработки информации о массиве, и средства, обеспечивающие подготовку необходимой проектной документации для производства массовых взрывов. Цифровая модель месторождения является информационной основой пакета, аккумулирующей основные геометрические, технологические и физико-механические свойства горного массива в карьере. Информационное наполнение базы данных пакета САПР БВР осуществляется на основе:

- проектной геологической информации, полученной при разведочном бурении;
- уточняющих геологических данных при эксплуатационном бурении;
- данных об энергетических параметрах бурения скважин на взрываемых блоках;

- экспертных заключений о фактически произведённых взрывах на разрезе.

Применение пакета САПР БВР в процессе внедрения и эксплуатации комплекса осуществляется поэтапно:

На этапе первичной подготовки данных осуществляется ввод в базу данных полученных от соответствующих служб горнодобывающего предприятия сведений о геометрии и геологической структуре разреза.

На основе цифровой модели рельефа, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия в одном из цифровых форматов (AutoCAD, и др.) в пакете САПР БВР создаётся модель рельефа.

К этой модели осуществляется привязка информации от геологических служб предприятия (на первом этапе) и данных об энергоёмкости бурения блоков (на последующих этапах) для выделения областей с различными типами пород. После этого появляется возможность осуществлять автоматизированное проектирование буровых работ.

При разработке проекта на бурение производится расчёт сеток скважин и компоновка схемы размещения скважинных зарядов в пределах проектируемого блока с учётом его прогнозируемых прочностных свойств.

Результатом работы является комплект технической документации (паспорт на бурение, графическая схема обуривания блока, технический расчёт и т.д.), отображающей набор координат и глубин проектных скважин, которые при заданных параметрах зарядов обеспечивают качественную проработку подошвы и оптимальное насыщение взрываемого массива энергией ВВ.

На последующих этапах изменяющаяся в процессе разработки месторождения геометрия разреза должна постоянно и своевременно обновляться в базе данных по информации, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия.

На втором этапе, в процессе эксплуатации комплекса, системой сбора данных ПТК производится непрерывная регистрация и обработка параметров бурения на каждом из элементарных отрезков (порядка 0,1 м) скважин в привязке к их глубинам и к трёхмерным координатам устьев скважин. По данным, получаемым в процессе бурения скважин и зарегистрированным в базе данных системы «Кобус», автоматически рассчитывается распределение удельной энергоёмкости бурения, и связанных с ней физико-механических характеристик горных пород - прочности, буримости, взрывающей по объёму обуреваемых блоков.

На этом этапе, после завершения обдуривания блока и получения от маркшейдерской службы дополнительных фактических данных об осыпании и обводнённости пробурённых скважин, появляется возможность создания проекта на взрыв.

Данные по энергоёмкости бурения из базы данных бортового контроллера «Кобус» импортируются в базу данных САПР БВР с соответствующими фактическими атрибутами скважин (номер, координаты, угол и азимут наклона, диаметр, глубина и т.д). Полученная информация используется пакетом САПР БВР для идентификации прослоек твёрдых и мягких пород, крупных трещин, и их пространственного расположения, то есть для построения реальной структуры массива, которая может быть графически визуализирована на экране компьютера в виде горизонтальных и вертикальных 2D и 3D сечений массива с цветовой кодировкой прочностных характеристик пород. На рисунке ниже приведено SD-сечение прочностной структуры пород взрываемого блока. На сечении серым цветом показана поверхность кровли угольного пласта, также восстановленная по данным об энергетических параметрах бурения.

Имея дополнительную информацию подобного рода, инженер-проектировщик БВР может учесть все детали строения массива и разместить заряды в скважинах так, чтобы обеспечить максимальную эффективность взрыва.

Заряд скважины моделируется по стандартной схеме и расчету, принятому на разрезе, проводится анализ прочности пород вдоль скважин, по горизонтальным и вертикальным сечениям, по изоповерхностям в модели блока. По результатам анализа выдаются рекомендации по усилению или уменьшению зарядов в каждой конкретной скважине, и рекомендации по размещению рассредоточенной части заряда с тем, чтобы точно попасть в прочные прослойки, если они будут обнаружены (координаты таких прослоек могут быть точно определены по результатам бурения), с целью улучшения качества дробления горной массы.

Изменчивость свойств пород на большинстве взрываемых блоков разреза «Тугнуйский» настолько велика, что требует индивидуального учёта неоднородностей и соответствующего распределения ВВ в колонках скважинных зарядов. Для этих целей в САПР БВР предусмотрено использование составных скважинных зарядов с одним или несколькими воздушными промежутками. Наряду с возможностью точного позиционирования зарядов в пределах прочных прослоев, дополнительным преимуществом скважинных зарядов с воздушными промежутками является увеличение длительности волны сжатия, что позволяет повысить время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив.

Данные по энергоёмкости бурения скважин обеспечивают получение информации о залегании кровли угольного пласта с гораздо большей точностью, чем данные геологической разведки. Знание пространственного расположения кровли позволяет корректировать глубины пробурённых скважин таким образом, чтобы они точно располагались над поверхностью угольного пласта. Это приводит к существенной экономии ВВ за счёт устранения перебуров и предотвращает разубоживание угля раздробленными фрагментами пустой породы. На рисунках ниже приведены примеры сечений реальных блоков, отработанных на разрезе «Тугнуйский». На сечениях линиями синего цвета показаны поверхности угольной кровли, восстановленные по данным энергоёмкости бурения.

В САПР БВР применяются математические модели и вычислительные алгоритмы, настроечные параметры которых определяются методами математической статистики по фактическим данным о свойствах взрываеваемой среды. Каждый разрез имеет уникальные физико-механические и структурные особенности, которые определяют характер диссипации энергии взрыва и степень дробления пород. В связи с этим, внедрение САПР БВР в производственный процесс потребовало предварительной настройки системы к реальным условиям разреза «Тугнуйский». В ходе опытной эксплуатации ПТК «Blast Maker» уточнялись корреляционные функции крепости горных пород в зависимости от энергетических параметров бурения; подбирались способы фильтрации данных, получаемых с буровых станков; корректировались параметры вычислительных алгоритмов с целью максимального соответствия результатов имитационного моделирования с результатами фактических выполненных взрывов.

Пакет САПР БВР позволяет достаточно быстро в автоматизированном режиме создать несколько вариантов проектов на взрыв с разными удельными расходами взрывчатых веществ и разными конструкциями зарядов в скважинах, осуществить компьютерное моделирование и визуализацию результатов массового взрыва (профиль образующейся выемки, предполагаемый контур границ разлета горной массы и т.д.) по текущему проекту и выбрать из них оптимальный с точки зрения минимизации удельного расхода ВВ при заданном качестве дробления пород и направлении развала. По завершению анализа и выбора предпочтительного варианта создаются и выводятся на печать необходимые документы - таблицы на зарядку блока, подсыпку скважин и плана массового взрыва с указанием глубин скважин до угольного пласта, и других, предусмотренных технологическим процессом документов.

На третьем этапе информация о строении и прочностных характеристиках ранее обуренных и, возможно, взорванных, блоков, соседних с проектируемым, используется пакетом САПР БВР для

прогнозирования строения проектируемого блока и прочностных характеристик пород, его слагающих; результаты прогноза позволяют выполнить расстановку скважин проектируемого блока не по регулярной сетке, создать проекты на бурение и на массовый взрыв, смоделировать и оценить результат; при необходимости повторить эти действия, изменив некоторые параметры, и выбрать лучший вариант, обеспечивающий минимизацию объёмов бурения и расхода ВВ, и исключаящий переизмельчение породы и появление негабаритов. Таким образом, становится возможным оптимальное проектирование БВР в полном объёме и в сжатые сроки.

Детальная информация о прочностных характеристиках пород и их качественном составе, полученная в процессе бурения взрывных скважин, может также использоваться для прогнозирования устойчивости бортов карьера и ряда других инженерно-технических и производственных задач

Результаты внедрения.

Работы по внедрению и опытно-промышленной эксплуатации комплекса на разрезе были выполнены в 2010-11 годах, с начала 2012 года комплекс эксплуатируется в промышленном режиме.

Несмотря на небольшой срок промышленной эксплуатации комплекса, эффект от его внедрения заметен уже сейчас. Сравнение затрат на подготовку и выполнение вскрышных работ на карьере до и после внедрения ПТК показывает, что уменьшение количества скважин и расхода ВВ за счет оптимизации расстановки скважин и рационального распределения скважинных зарядов составляет по блокам от 3 до 7%, повышение производительности экскаваторов за счёт качественного дробления породы и снижение выхода негабаритов - до 6%, в значительной степени улучшена проработка подошвы уступа и снижено разубоживание угля в связи с сохранением кровли пласта.

Таким образом, большинство проблем, связанных с качеством дробления массива горных пород массовым взрывом на разрезе, решены при внедрении данного комплекса.

Помимо прямой экономии затрат на вскрышные работы, внедрение ПТК «Blast Marker» сопровождается:

- повышением производительности труда специалистов при проектировании БВР за счёт уменьшения доли ручного труда при выполнении рутинных и трудоёмких операций,
- повышением эффективности и оперативности проектирования массовых взрывов за счёт осуществления картирования карьерного поля по буримости и взрываемости пород, обеспечения оперативного доступа специалистов к статистической и аналитической информации, хранящейся в базах данных ПТК, подготовки сводных отчётов для соответствующих подразделений и служб предприятия о ходе выполнения БВР,
- повышением производительности труда при бурении скважин за счёт наведения станка на новые скважины в соответствии с проектом, передаваемым на буровые станки по радиосети и исключения необходимости выноски меток сетки скважин на блок,
- повышением эффективности использования бурового оборудования и оснастки за счёт внедрения средств объективного контроля над использованием парка буровых станков предприятия и мониторинга режимов бурения.

Проектирование БВР на разрезе в настоящее время выполняется только в программной среде «Blast Maker». Инженеры-проектировщики получили мощный инструмент для подготовки массовых взрывов, значительно повысилась производительность труда специалистов за счёт автоматизации процесса проектирования БВР. Сейчас в течение короткого времени специалист может спроектировать массовый взрыв блока, оценить проект, используя возможности имитационного моделирования; наглядно увидеть слабые места проекта; оперативно внести изменения и получить

оптимальный проект на БВР. Генератор выходных документов позволяет легко и просто осуществлять вывод результатов проектирования БВР, данных маркшейдерской съёмки, геологических изысканий, различной аналитической, статистической и оценочной информации, используемой на горном предприятии.

Использование программного пакета САПР БВР «Blast Maker», программного обеспечения и технических средств АССД БС «КОБУС» предоставило реальную возможность комплексной автоматизации операций, выполняемых при проектировании и осуществлении БВР на разрезе.

Система АСД – автоматизированная система диспетчеризации в любой момент времени позволяет отслеживать работу экскаватора и каждого автосамосвала, создаёт базу данных о затратах времени на каждый цикл экскавации (время погрузки и вес породы в ковше) и рейс автосамосвала (время, скорость, загруженность и расход топлива).

Имея такое техническое оснащение, было принято решение о проведении исследований экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза «Тугнуйский» - этой уникальной по возможностям и производственной мощности технологии с целью минимизации суммарных удельных затрат на разработку вскрыши.

1.2. Принципы оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза.

Цель оптимизации заключается в том, чтобы из возможных вариантов решений, выбрать наилучший по принятому критерию в конкретных условиях. Оптимальным вариантом считается тот, при котором в течение планового периода выполняются необходимые условия технологического процесса, а значение функции достигает экстремума, т.е. наивысшего результата при данных затратах или заданного результата при минимальных затратах. Оптимизация прежде всего сводится к выбору таких параметров процессов, которые минимизируют удельные затраты, но обеспечивают необходимые требования к качеству продукции [9]. В этой связи, оптимизация параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза заключается в определении минимума суммарных удельных затрат на разработку вскрыши для всей технологии и параметры каждого из процессов для применяемых технических средств с учётом физико-механических свойств разрабатываемых пород, которые обеспечивают оптимальные условия его эксплуатации.

Основная идея работы заключается в том, что построением графической зависимости изменения удельных затрат на разработку вскрыши по каждому процессу применяемой технологии (БВР, экскавацию, транспортирование и отвалообразование) от величины средневзвешенного размера куска взорванной вскрышной породы, при суммировании этих затрат, может быть определена зона минимума общих издержек. С другой стороны, величина средневзвешенного размера куска взорванной вскрышной породы определяет параметры каждого из процессов для применяемых технических средств с учётом физико-механических свойств разрабатываемых пород, которые обеспечивают оптимальные условия эксплуатации всего комплекса. [38, 45,119,120]

Исследованиями доказано, что этот параметр - величина средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород – $D_{св}$

характеризует всю совокупность фракций, гранулометрического состава взорванных пород [6, 51, 83, 89, 90] и определяет технологические параметры БВР и, следовательно, затраты по этому процессу [43, 44, 47, 75, 77, 80].

Интенсификация горных работ на карьерах обычно осуществляется за счёт применения выемочно-транспортного оборудования большой единичной мощности, в частности, хорошо зарекомендовавший себя экскаватор Busyrus-HD495. В связи с этим целесообразно оценить возможную эксплуатационную производительность применяемого в карьере экскаватора с учетом качества взрывного дробления горной массы. Такой расчёт эксплуатационной производительности отличается от результатов по общепринятым методикам [27, 28] и в большей мере соответствует условиям эксплуатации оборудования. Для процесса экскавации гранулометрический состав разрабатываемых пород также является определяющим. От кусковатости взорванных пород зависит производительность экскаватора, а точнее величина коэффициента экскавации и время, затрачиваемое на набор ковша (при достаточной высоте уступа), и производительность определяет величину затрат по процессу [7, 20, 21, 34, 81, 88].

Ранее проведённые исследования по степени влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора объектом исследования определили экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-10 [32, 35, 39, 42, 57, 86, 87, 103], но при вместимости ковша $41,3 \text{ м}^3$, установленные зависимости не работают. В их основе – величина выхода негабарита, а по известной формуле для экскаватора Busyrus-HD495 негабаритом являются куски породы размером 2,77 м! Для коренных пород угольных разрезов (аргиллитов, алевролитов и песчаников) величина средней естественной отдельности в массиве практически всегда меньше полученного значения размера негабарита, однако, без БВР вести горные работы нельзя. Следовательно, традиционный подход определения производительности экскаватора в зависимости от выхода крупных фракций взорванной породы в нашем случае вряд ли целесообразен.

В рассматриваемых условиях производительность транспортных средств в большей степени зависит от организаций выемочно-погрузочных работ, а качество взорванной горной массы влияет посредством изменения времени погрузки автосамосвала. Кусковатость взорванных пород, прежде всего, оказывает влияние на время набора ковша, степень загрузки автосамосвала и, как следствие, определяет расход топлива. При этом степень загрузки автосамосвала непосредственно не зависит от кусковатости пород, а определяется при погрузке. Естественно, что перегруз - это, с одной стороны ошибка машиниста экскаваторщика, а с другой – неправильный выбор вместимости ковша экскаватора. При принятой на разрезе «Тугнуйский» схеме организации выемочно-погрузочных работ, эффективность автотранспорта во многом зависит от времени погрузки автосамосвала. Машинист должен осуществлять при третьем цикле погрузки набор половины ковша, а при хорошо взорванной породе в автосамосвал попадает 60-70т вместо 40, причём время третьего цикла (на набор половины ковша) часто превышает этот параметр первых двух циклов.

Качество взорванной горной массы на процесс отвалообразование влияет опосредовано, в зависимости от производительности экскаватора и транспортных средств, т.к. эти процессы определяет количество породы, которое укладывается в отвал. Экономические затраты по процессу устанавливаются в соответствии с производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса, принятой технологией отвалообразования и применяемыми на предприятии техническими средствами (бульдозерами).

Таким образом, основной принцип оптимизации заключается в том, что построением графической зависимости изменения удельных затрат на разработку вскрыши по каждому процессу применяемой технологии (БВР, экскавацию, транспортирование и отвалообразование) от величины средневзвешенного размера куска взорванной вскрышной породы, при суммировании этих затрат, может быть определена зона минимума суммарных издержек. Это позволяет установить оптимальные параметры

каждого из процессов для применяемых технических средств с учётом физико-механических свойств разрабатываемых пород, которые обеспечивают минимум удельных затрат для всей технологии.

1.3. Методические основы оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза.

Любое научное исследование, в т.ч. и оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза представляет собой информационный процесс, который можно представить в виде логической цепочки: сбор исходной (первичной) информации, анализ и переработка этой информации в соответствии с логикой и методологией исследования и сбор (получение) новой недостающей информации для реализации принятой логики процесса исследования.

Методология работы как совокупность методов, закономерностей, критериев, характеризующих основные процессы исследуемой технологии, полагает рассматривать общетеоретические аспекты, базирующиеся на достижениях науки («Геотехнология») в целом. Это означает, что в процессе исследования автор опирается на ранее проведённые работы отечественных и зарубежных учёных, посвящённых подобным проблемам или отдельным разделам проводимых исследований. Методология должна основываться на определяющих теоретических положениях, фундаментальных разработках и результатах и уже известных закономерностях, базироваться на выделении и учете особенных тенденций, закономерностей и факторов. Критерием достоверности исследования является системный подход к анализу предмета исследования и различные статистические методы (сравнительный анализ, метод экстраполяции и т.п.), которые используются автором, в частности при установлении экспериментальных (эмпирических) зависимостей.

Для каждого процесса, составляющего исследуемую технологию, рассмотрим существующий и соответствующий провозглашённым принципам исследования научно-методический аппарат, т.е. часть общей теории в виде арсенала процедурных знаний, основными элементами которых являются методы, алгоритмы, методики, имитационные модели, технологии решения научных и практических задач.

Первый и основополагающий производственный процесс оптимизируемой технологии – подготовка пород к выемке (буровзрывные работы). Этот процесс достаточно хорошо изучен [13,18,46,64,68,78], постоянно совершенствуется, но его возможности безграничны. В соответствии с принятыми принципами исследования акцентируем внимание на методах регулирования и научного обоснования кусковатости взорванных горных пород.

Одним из методов регулирования кусковатости является короткозамедленное взрывание (КЗВ). Под КЗВ понимается поочерёдное взрывание зарядов или группы зарядов ВВ с такими малыми замедлениями по времени срабатывания, при которых удаётся использовать остаточные напряжения и намечающиеся дополнительные обнажённые поверхности, вызванные в массиве взрывом предыдущего заряда (или группы зарядов). [16,30,41,50,61] КЗВ применяется для:

- снижения сейсмического эффекта взрыва;
- улучшения степени дробления горной массы и уменьшения выхода негабарита;
- увеличения выхода горной массы с единицы длины скважины (шпура) и уменьшения расхода ВВ;
- уменьшения ширины, изменения направления или формы развала взорванной горной массы;
- для уменьшения размеров зон заколов, макротрещин и микротрещин, а также увеличения угла откоса уступа;
- для обеспечения хорошей проработки сопротивления по подошве уступа при многорядном расположении скважинных зарядов ВВ.

Улучшение дробления горных пород при КЗВ достигается за счет удлинения периода действия взрыва на массив, образования дополнительных открытых поверхностей, соударения горных пород при взрыве и меньшей нерешённости тыльной части массива в сравнении с мгновенным взрыванием.

Взрывание в зажатой среде - метод ведения взрывных работ, при котором благодаря наличию преград (взорванная горная масса или целик) уменьшается боковое смещение взрывающегося массива в период разрушения, что способствует увеличению продолжительности действия взрыва на массив и, как следствие, улучшению дробления пород. [10,85,92,94,97] Эффективность метода взрывания в зажатой среде проявляется только при многорядном КЗВ и наличии не менее четырёх-пяти рядов скважин. Однако, во всех вариантах, благодаря подпорной стенке и меньшей скорости смещения, продолжительностью действия взрыва на среду повышается коэффициент полезного использования энергии взрыва. В этом заключается физическая сущность взрывания в зажатой среде.

Возможно в результате сдваивания или страивания уступов смежных горизонтов, когда общая глубина скважины достигает 45 м, и взрывание скважинных зарядов на всю высоту совмещённых уступов. Кроме того, исходя из условия, что на интенсивность разрушения взрывом горных пород наряду с напряжением, влияет продолжительность действия взрывного импульса на разрушаемую среду, было исследовано влияние высоты уступа (длины колонки заряда) на основные физические факторы разрушения пород взрывом (зависимость продолжительности действия взрывного импульса от высоты уступа) [102,111,112,113]. Достоинства взрывания высоких (совмещённых) уступов: обеспечение больших запасов взорванной горной массы при недостатке рабочих берм; сокращение объёма буровых работ вследствие уменьшения перебуров: при совмещении n уступов число перебуров сокращается на $n-1$, т.е. на $(n-1) l_{\text{пер}}$ уменьшается объём бурения (где $l_{\text{пер}}$ - величина перебура в метрах); сокращение расхода ДШ на соединение зарядов на поверхности; сокращение расхода обсадных труб; сокращение числа переездов станка от скважины к скважине; повышение производительности погрузочно-транспортного оборудования на уборке взорванной горной массы.

Дополнительная эффективность БВР может быть достигнута при применении параллельно-сближенных зарядов. Это объясняется тем, что при этом методе взрывания уже в непосредственной близости от зарядов на расстояниях, составляющих около $\frac{1}{2}$ расстояния между зарядами в паре цилиндрические фронты волны напряжений первого и второго зарядов начинают взаимодействовать, формируя при этом плоский фронт. С целью увеличения энергии скважинных зарядов ВВ, особенно для качественного дробления и проработки при подошвенной части высоких уступов может быть внедрен метод взрывания параллельно-сближенными скважинными зарядами. Сущность метода заключается в следующем. Обуривание взрываемого уступа производится группами из нескольких вертикальных или наклонных скважин, расположенных параллельно друг к другу на расстоянии шести диаметров заряда друг от друга [14,26,108,118,125]. Располагаются параллельно-сближенные заряды в одну линию (парно сближенные) или в виде пучка из трёх (в вершинах равностороннего треугольника) и более скважин (квадрат, эллипс и др. формы). Ориентированы пучок или пара параллельно-сближенных зарядов параллельно линии уступа. Таким образом, формируется эквивалентный заряд ВВ большого диаметра, который увеличивает эффективность взрывных работ. С переходом на такой метод взрывания представляется возможным при ограниченном выборе диаметров зарядов (215, 250, 270 мм) образовывать с помощью имеющихся на предприятии буровых станков параллельно-сближенные скважинные заряды, имитирующие заряд необходимого диаметра и энергии ВВ. [17,91,96]

Одним из современных методов регулирования дробления горных пород взрывом является забойка, которая служит для удержания продуктов взрыва в зарядной полости.

Основные назначения забойки:

- предотвращает химические потери в процессе детонации промышленных ВВ;

- способствует полноте детонации и высвобождает максимальную долю потенциальной энергии промышленных ВВ;
- управляет геометрическим размером развала взорванной горной массы взрывом промышленных ВВ;
- снижает выход негабаритных кусков взорванной горной массы;
- управляет дроблением горных пород по высоте уступа;
- снижает ударно-воздушную волну, образуемую под действием детонационной волны взрыва заряда ВВ;
- увеличивает КПД энергией взрыва;
- увеличивает размеры зон ослабления горного массива;
- способствует уменьшению количества ядовитых газов в продуктах взрыва.

Длина забойки должна быть такой, чтобы утечки через трещины в стенках скважины не превышали утечку через забойку. Дальнейшее увеличение длины забойки не целесообразно, это не сказывается на улучшении дробления, поскольку основные утечки происходят через стенки скважины. Так как с увеличением длины забойки верхняя часть уступа оказывается удалённой от заряда и плохо дробится, длину забойки следует принимать такой, чтобы величина утечки продуктов взрыва через забойку не превышала утечек через стенки скважин.

При выборе типа ВВ, необходимо учитывать физико-механические свойства горных пород, обводнённость забоев и необходимую механизацию заряжения скважин. Применение ВВ из существующего ассортимента наиболее полно отвечает требованию растягивания действия взрывного импульса в процессе взрыва одного заряда и регулирования объёмной концентрации энергии ВВ[11,13].

Одним из современных методов регулирования дробления горных пород взрывом является конструкция заряда и форма, которая оказывает значительное влияние на продолжительность действия взрывного импульса на среду. Работами [58,59,60] доказано, что в случае применения

рассредоточенного заряда с воздушным промежутком происходит запыление продуктов детонации основного заряда. Это приводит к удлинению действия взрыва на массив. В настоящее время, могут быть широко рекомендованы конструкции зарядов с воздушными промежутками между зарядами, а также между зарядом и забойкой, [72,84,95,105,110,119] Рассредоточение заряда и применение укороченных скважин позволило уменьшить развал горной массы, увеличить выход кондиционных фракций 0-700 мм на 8-10%, снизить выход негабарита с 18 до 8-10%, уменьшить средний диаметр куса и тем самым, увеличить степень дробления на 30-32%. Увеличение степени дробления дало возможность на 20-25% увеличить производительность дробилок и экскаваторов и на 30% снизить затраты на вторичное дробление. В настоящее время, взрывание горных пород наклонными скважинными зарядами, широко применяются на открытых горных работах.

Достоинства метода отбойки горных пород наклонными скважинными зарядами заключаются в следующем:

- обеспечивает улучшение качества дробления массива и более полную проработку подошвы;
- за счёт равномерного распределения энергии взрыва по высоте уступа в наклонных скважинах, даёт возможность увеличения СПП и расстояния между рядами и уменьшение глубины перебура по сравнению с вертикальными скважинами.[36,61,63,106,121]

Приведённые выше научно-методический аппарат многократно использовался рядом учёных для решения оптимизационных задач в конкретных горно-технических условиях работы экскаваторно-автотранспортного комплекса. В частности в работах[35,75,88] определялся гранулометрический состав для условий для применения экскаваторов ЭКГ-6,3УС и ЭКГ-8И на Житикаринском карьере в Казахстане и степени его влияния на время цикла и коэффициенты разрыхления пород и наполнения ковша.

В работе [20] на основании экспериментальных исследований на Анновском карьере ОАО «Северный ГОК» определялась эффективность дробления горной массы как критерий эффективности работы всего предприятия. Установлена формула для определения сменной производительности экскаватора ЭКГ-10 в комплексе с автосамосвалами БЕЛАЗ грузоподъемностью 130 т. Принятые в расчетах параметры - максимально допустимый размер куса взорванной горной массы 1200 мм при среднем расходе взрывчатых веществ $0,89 \text{ кг/м}^3$ предусматривали средний выход негабарита 2,1 %.

В работе [118] авторы, критикуют способ прогнозирования кусковатости методом создания классификаций горных пород по взрываемости, в которых горные породы подразделялись на группы (категории) по одному из влияющих факторов. В этом случае в пределах одной категории воздействие классификационного признака на кусковатость, по их мнению, нивелируется и превалирует влияние другого фактора. Особенно часто это проявляется для отдельно взятого горного предприятия - на каждом из них есть своя классификация горных пород по взрываемости, в которой для каждой категории пород опытным путём установлен рациональный удельный расход применяемых взрывчатых веществ, удовлетворяющий их требованиям к качеству дробления горных пород. Противореча самим себе, авторы рекомендуют свою классификацию по дробимости взрывом, которая представлена в табл.1.1.

Таблица 1.1- Дробимость пород взрывом.

Категория пород	Прочность на сжатие, 10^6 Па	Уд.расход эмульс. ВВ, кг/м^3	Плотность, г/см^3	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм		Средн. расст. между трещинами, м	Размер ожида. сред. куска в развале, м
				Свыше 500	Свыше 1500		
1	20	0,277	1,4-1,9	0-2	0	0,08-0,12	0,08-0,12
2	50	0,551	2,00-2,35	2-15	0	0,13-0,16	0,13-0,16
3	80	0,785	2,4-2,8	10-50	0-1	0,16-0,19	0,16-0,19
4	110	0,997	2,85-2,9	75-95	2-10	0,20-0,23	0,20-0,23

Категория пород	Прочность на сжатие, 10^6 Па	Уд.расход эмульс. ВВ, кг/м ³	Плотность, г/см ³	Содержание (%) в массиве отделистостей размером, мм		Средн. раст. между трещинами, м	Размер ожд. сред. куска в развале, м
				Свыше 500	Свыше 1500		
5	140	1,194	2,95-3,05	90-100	10-15	0,23-0,25	0,23-0,25
6	170	1,381	3,05-3,2	100	20-45	0,25-0,27	0,25-0,27
7	200	1,561	3,2-3,3	100	40-60	0,28-0,3	0,28-0,3
8	230	1,733	3,3-3,4	100	45-65	0,3-0,33	0,3-0,33
9	260	1,899	3,4-3,5	100	60-80	0,34-0,36	0,34-0,36
10	290	2,062	3,5-3,6	100	70-90	0,37-0,39	0,37-0,39
11	320	2,220	> 3,6	100	90-100	0,39-0,42	0,39-0,42

На основе этой классификации горных пород по дробимости была разработана и предложена формула для расчёта среднего размера куска в развале пород:

$$D_{cp} = (K \cdot D_{cp}^{0,61} \cdot f^{0,2} \cdot \Delta^{0,25}) : (Q_{BB}^{0,75} \cdot q), \text{ мм} \quad (1.1)$$

Где:

- K - размерный коэффициент, который зависит от прочности пород, может быть вычислен по выражению $K=3+0,7f$ и имеет размерность кДж/кг;
- D_{cp} - средний размер блока в массиве пород, м;
- f - коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову;
- Δ - плотность заряжения, кг/м³;
- Q_{BB} - теплота взрыва (энергия) ВВ, кДж/кг;
- q - удельный расход ВВ, кг/м³.

Она позволяет установить зависимость изменения средневзвешенного размера куска от удельного расхода ВВ в определённых горно-геологических условиях карьера.

Разработан алгоритм оптимизации параметров буровзрывных работ, который предполагает использование наклонных скважин для первых двух рядах и даёт возможность рассчитать параметры БВР для достижения

необходимого качества дробления в горнотехнических условиях конкретного карьера [119]. Имея входные данные по свойствам породы, характеристикам ВВ и бурового оборудования, можно рассчитать оптимальную сетку скважин. Вряд ли рассчитанные по этому алгоритму параметры обеспечат оптимальные условия работы всей технологии. Эта публикация интересна своей оценкой существующих закономерностей энергетического разрушения горных пород, предложенных для механического дробления кускового материала. По мнению авторов, классические законы энергетического разрушения Риттингера, Кирпичёва-Кика и Бонда являются наиболее известными упрощёнными схемами разрушения горных пород. Согласно этим законам энергия, которая расходуется на дробление, разделяется на энергию, затрачиваемую на преодоление упругой деформации разрушаемых частиц и на образование новой поверхности.

В 1867 г. Л.В. Риттингер сформулировал закон, согласно которому работа, затраченная на измельчение, пропорциональна вновь образованной поверхности. Соответственно закон Риттингера наиболее справедлив для случаев, когда работа затрачивается в основном на образование новой поверхности. Формула, выражающая данный закон, для измельчения материала определённой массы выглядит следующим образом:

$$E = k(1/d_{cp} - D_{cp}), \quad \text{кДж/м}^3, \quad (1.2)$$

Где:

E - энергия, затрачиваемая на дробление, кДж/м³ ;

d_{cp} - размер среднего куска дробленного продукта; м;

D_{cp} - размер среднего блока исходного материала, поступающего на дробление, м;

k - коэффициент пропорциональности.

Была сделана попытка использования законов механического дробления Риттингера, Кирпичёва-Кика и Бонда применительно к

взрывному дроблению массивов горных пород различной крепости (по проф. М.М. Протодьяконову). При значительном различии в механизмах, протекающих и в этом, и другом случае имеет место доведение материала, имеющего исходную среднюю крупность кусков D_{cp} , до среднего размера куска по завершению процесса d_{cp} . В случае взрывного дробления под D_{cp} будем понимать размер среднего блока в массиве, соответственно d_{cp} - размер среднего куска в развале. Для этих целей необходимо выразить энергию, затраченную на измельчение горной породы, в виде удельного расхода ВВ умноженного на теплоту взрыва. Удельный расход для каждой крепости определяется известной по формуле, кг/м³

$$q = 12 \cdot (f \cdot \Delta / Q^3)^{0,25}, \quad (1.3)$$

(2)

где:

f - крепость пород по проф. М.М. Протодьяконову;

Δ - плотность заряжения кг/м³;

Q - теплота взрыва (энергия) ВВ, кДж/кг;

В качестве зависимости для расчета размера среднего куска возможно использовать формулу, предложенную В.А. Кузнецовым [43]. Эта формула определяет размера среднего

$$d_c = \kappa \cdot f^\alpha d_e^\beta \gamma^\theta d^\delta q^\lambda, \quad (1.4)$$

Где:

f, d_e, γ, d, q – коэффициент крепости пород (по проф. Протодьяконову М.М.), средний размер блока в массиве, объёмный вес породы, диаметр заряда, удельный расход ВВ соответственно;

$\alpha, \beta, \theta, \delta, \lambda$ - показатели степени; κ - коэффициент пропорциональности.

В предложенной формуле отсутствуют свойства ВВ. Формула в отличие от ранее созданных классификаций, при её применении к одним и тем же исходным данным, всегда дает конкретный ответ.

В 1874 г. В.Л. Кирпичёв сформулировал закон подобия для тел, находящихся в упругом состоянии, а в 1885 г. проф. Ф. Кик опубликовал работу, в которой закон подобия В.Л. Кирпичёва был распространён на область пластических деформаций хрупких материалов. По закону Кирпичёва-Кика расход энергии на дробление материала пропорционален его объёму или массе. Теория Кирпичёва-Кика учитывает затраты энергии на упругую, а затем пластическую деформацию тела и совершенно не учитывает расхода энергии на образование новых поверхностей (в отличие от закона Риттингера, который учитывает только эту энергию), на преодоление сил внешнего и внутреннего трений, потери энергии, связанные с акустическими, электрическими и тепловыми явлениями.

Созданный научный задел по вопросам буровзрывного рыхления горных пород позволил комплексно объединить расчётные зависимости для определения кусковатости взорванных пород и параметров БВ, причём реализован этот комплекс на базе современных компьютерных технологий [5]. Для эффективного ведения БВР необходимо иметь максимально полную информацию о геологическом строении взрываемого массива. Одним из способов получения дополнительных сведений о структуре и прочностных свойствах массива горных пород является использование данных, получаемых с буровых станков непосредственно в процессе бурения взрывных скважин [100,101]. Такой способ, реализованный в программно-техническом комплексе «Blast Maker» (ПТК «Blast Maker»), привлекателен тем, что не нарушает существующую технологию ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований. Одновременно становится возможен автоматический сбор и накопление объективной производственной информации по каждому буровому станку и экипажу (пробуренные метры и скважины,

производительное потраченное время и время на ожидание и выполнение ремонта, заправки или техобслуживания, расход топлива, использование шарошек и применяемые режимы бурения, и другие сведения). Непрерывный сбор и концентрация получаемых данных в единой информационной базе позволяет учитывать фактические свойства массива горных пород и следить за динамикой их изменения, анализировать производственную деятельность бурового цеха и смежных с ним подразделений, оперативно планировать и оптимизировать горные работы, и в результате снижать их себестоимость.

Пакет САПР БВР «Blast Maker» обеспечивает оперативность создания многовариантных проектных решений массового взрыва и выбор наиболее оптимального из них в условиях высокой интенсивности горных работ. Использование САПР БВР позволяет учитывать геометрию блока и прочностные свойства слагающих пород, а также рационально распределять скважинные заряды для эффективного разрушения массива. При этом создание проекта на бурение производится на основе прогнозных значений о прочностных свойствах пород взрываемого блока, а создание проекта на взрыв производится по фактически пробуренным скважинам и по данным о прочностных характеристиках пород, полученным в процессе бурения этих скважин.

Пакет САПР БВР состоит из набора модулей, обмен информацией между которыми осуществляется через единую базу данных. Пакет объединяет в себе цифровую модель месторождения, математическую модель взаимодействия заряда со средой, средства обработки информации о массиве, и средства, обеспечивающие подготовку необходимой проектной документации для производства массовых взрывов. Цифровая модель месторождения является информационной основой пакета, аккумулирующей основные геометрические, технологические и физико-механические свойства горного массива в карьере. Информационное наполнение базы данных пакета САПР БВР осуществляется на основе:

- проектной геологической информации, полученной при разведочном бурении;
- уточняющих геологических данных при эксплуатационном бурении;
- данных об энергетических параметрах бурения скважин на взрывааемых блоках;
- экспертных заключений о фактически произведённых взрывах на разрезе.

Применение пакета САПР БВР в процессе внедрения и эксплуатации комплекса осуществляется поэтапно

На этапе первичной подготовки данных осуществляется ввод в базу данных полученных от соответствующих служб горнодобывающего предприятия сведений о геометрии и геологической структуре разреза.

На основе цифровой модели рельефа, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия в одном из цифровых форматов (AutoCAD, и др.) в пакете САПР БВР создаётся модель рельефа.

К этой модели осуществляется привязка информации от геологических служб предприятия (на первом этапе) и данных об энергоёмкости бурения блоков (на последующих этапах) для выделения областей с различными типами пород. После этого появляется возможность осуществлять автоматизированное проектирование буровых работ.

При разработке проекта на бурение производится расчет сеток скважин и компоновка схемы размещения скважинных зарядов в пределах проектируемого блока с учётом его прогнозируемых прочностных свойств.

Результатом работы является комплект технической документации (паспорт на бурение, графическая схема обуривания блока, технический расчёт и т.д.), отображающей набор координат и глубин проектных скважин, которые при заданных параметрах зарядов обеспечивают качественную проработку подошвы и оптимальное насыщение взрывааемого массива энергией ВВ.

На последующих этапах изменяющаяся в процессе разработки месторождения геометрия разреза должна постоянно и своевременно обновляться в базе данных по информации, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия.

На втором этапе, в процессе эксплуатации комплекса, системой сбора данных ПТК производится непрерывная регистрация и обработка параметров бурения на каждом из элементарных отрезков (порядка 0,1 м) скважин в привязке к их глубинам и к трёхмерным координатам устьев скважин. По данным, получаемым в процессе бурения скважин и зарегистрированным в базе данных системы «Кобус», автоматически рассчитывается распределение удельной энергоёмкости бурения, и связанных с ней физико-механических характеристик горных пород - прочности, буримости, взрываемости по объёму обуриваемых блоков. На этом этапе, после завершения обуривания блока и получения от маркшейдерской службы дополнительных фактических данных об осыпании и обводнённой пробуренных скважин, появляется возможность создания проекта на взрыв.

Проектирование и подготовка документации для проведения массового взрыва с использованием системы BlastMaker включает в себя последовательное выполнение следующих стадий:

1. Разработка проекта на бурение на основе прогнозных значений о прочностных свойствах пород взрываемого блока.
2. Подготовка проекта на взрыв по фактически пробуренным скважинам и данным измерений прочностных характеристик слагающих пород.

В процессе разработки проекта на бурение производится компоновка схемы размещения скважинных зарядов в пределах взрываемого блока с учётом его прочностных свойств. расчёт параметров сеток скважин для областей с различными типами пород базируется на информации от геологических служб карьера, а также на данных об энергоёмкости бурения

вышележащих и соседних блоков. Результатом проекта является список координат и глубин скважин, которые при заданных типах используемых ВВ обеспечивают проработку подошвы и требуемый гранулометрический состав взорванной горной массы. В общем случае, из-за структурных неоднородностей массива, проектные скважины могут располагаться в узлах нерегулярной сетки с переменным шагом.

Подготовка проекта на взрыв осуществляется на основе фактических данных о координатах и глубинах пробуренных скважин. По результатам измерений, выполняемых после завершения обуривания блока, производится корректировочный расчёт характеристик скважинных зарядов (тип ВВ, масса и конструкция заряда) с целью достижения приемлемого качества взрыва по среднему выходу кондиционных кусков заданного размера. При этом прочностные свойства пород определяются на основе значений энергоёмкости бурения, полученных в процессе проходки скважин с использованием бортового контроллера контроллера «Кобус».

Основным принципом проектирования параметров массового взрыва в системе BlastMaker является максимально возможное использование объёма пробуренных скважин для размещения зарядов. В качестве базовых параметров при выполнении расчётов служат удельные расходы ВВ для всех типов пород блока, которые обеспечивают гарантированное дробление единичных объёмов горной массы до требуемого размера отдельностей. расчёт удельных расходов в программе производится двумя способами:

- По методике, разработанной в МГИ под руководством акад. Ржевского В.В.
- На основе энергоёмкости бурения, получаемой непосредственно со станков в процессе проходки скважин.

В зависимости от полученного удельного расхода ВВ и диаметра используемых скважин, определяются параметры расположения и характеристики скважинных зарядов для отдельных участков взрываемого блока с различными свойствами пород.

Разработана и эффективно применяется на карьерах геоинформационная система K-MINE [1,23]. Её модуль проектирования буро-взрывных работ также предназначен для выполнения полного цикла проектирования буро-взрывных работ для предприятий с открытым способом добычи полезных ископаемых с отбойкой пород взрыванием. В состав модуля входит ряд процедур, позволяющих значительно облегчить и ускорить процесс проектирования буровых скважин. При этом учитываются физико-механические свойства пород, технология взрывания, параметры зарядов и коммутации блоков.

Модуль проектирования буро-взрывных работ предназначен для автоматизации работ технических отделов (групп проектирования БВР, лабораторий БВР) по выполнению задач по подготовке проектов на выполнение буровых работ, расчёт зарядов и коммутации блоков для взрывания.

При проектировании буровзрывных блоков принимается исходная информация цифровой модели поверхности карьера, цифровой модели буровых блоков, цифровой модели месторождения, проектная техническая и справочная документация числового и описательного характера.

Основой для работы модуля являются модели данных в формате ГИС K-MINE (формат ODF).

Модуль полностью адаптирован под использования в ГИС K-MINE и использует для работы функции графического ядра системы. Учитывает особенности и специфику графического редактора ГИС, а также особенности взаимодействия компонентов системы.

Приведённый выше анализ методических основ обоснования параметров БВР был бы неполным, если не упомянуть о множестве алгоритмов и программ расчёта, которые используются при обучении студентов [8,55,57,72,78]. Подводя некоторый итог можно с уверенностью сказать, что для реализации поставленной в работе задачи взаимоувязки

вопросов свойств горных пород, параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы вполне подходит пакет САПР БВР «Blast Maker», который успешно реализован на разрезе «Тугнуйский». Теперь необходимо решить задачу по анализу состояния научно-исследовательских работ о влиянии кусковатости взорванных пород на эффективность работы экскаватора Wiscugus 495HD, который оснащён ковшем вместимостью 41,3 м³. Прежде всего, необходимо установить существующие зависимости, которые оценивают воздействие факторов, определяющих грансостав взорванной породы, на производительность экскаватора. В работе [27] производительность экскаватора определяется в зависимости от наличия во взорванных породах фракции 600-800мм. Очевидно, что при вместимости ковша экскаватора того времени 6-10 м³ установленная функциональная зависимость изменения производительности от вышеупомянутой фракции для ковша вместимостью 41,3 м³ вряд ли приемлема. К тому же, как показал вышеприведённый анализ литературных источников, подавляющее большинство современных зависимостей ориентированы на такую характеристику грансостава взорванных пород, как Дсв – средневзвешенный размер кусков. В работах [38,45], в соответствии с исследованиями [42,76,77] применялась расчётная зависимость $Q_{\text{экс}} = f(d_{\text{ср}})$

для определения производительности экскаватора (м³/ч):

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 * E * 1,18 * e^{\frac{6,5d_{\text{ср}}^2}{E^{1,2}}}}{\left[\frac{67d_{\text{ср}}^2}{E} + \frac{E}{0,11E + 0,6} + \sqrt{\frac{(35E + 0,42E^2)^{5/3} \beta^2}{E}} + 3 \right] * \left[\frac{d_{\text{ср}}}{0,75\sqrt[3]{E^2}} \cdot e^{1 - \frac{d_{\text{ср}}^2}{0,56\sqrt[3]{E^2}}} + 1,35 \right]} \quad (1.5)$$

Она была применена для экскаватора с ёмкостью ковша $E = 10$ м³ и установлена по традиционной и хорошо известной формуле путём выражения продолжительности экскаваторного цикла $t_{\text{ц}}$ и коэффициента экскавации в функциональной зависимости от величины $d_{\text{ср.p}}$ – средневзвешенного размера кусков в развале взорванной горной массы.

Очевидно, что при исследовании нового экскаватора Висугус-495HD с ковшом эллиптической формы вместимостью 41,3 м³ следует воспользоваться методическим подходом акад. Трубецкого К.Н. [109], который рекомендует установить основные элементы цикла и производительности экскавационного оборудования от качества дробления горной массы. При этом следует учитывать, что устанавливая параметры грансостава стало гораздо проще - по фотопланограммам с использованием компьютерной программы [6, 12].

Кусковатость взорванных пород оказывает влияние на время погрузки, степень загруженности автосамосвала и, как следствие на расход топлива. [2,9,21,48,49,52] На разрезе «Тугнуйский» погрузка породы производится в карьерные автосамосвалы БелАЗ-75306 грузоподъемностью 220 тонн. При этом степень загруженности автосамосвала непосредственно не зависит от кусковатости пород (как это происходит при небольшой вместимости кузова), а определяется экскаватором, временем цикла. При испытании экскаватора производились хронометражные наблюдения и фиксировалась загрузка автосамосвала. Она изменялась в пределах от 174 до 242т. Естественно, что перегруз - это, с одной стороны ошибка машиниста экскаватора, а с другой – неправильный выбор вместимости ковша экскаватора. Ситуацию обостряет резкая изменчивость свойств пород и ее следствие – различная кусковатость горной массы. Машинист при третьем цикле погрузки должен производить набор половины ковша, а при хорошо взорванной породе в автосамосвал попадает 60-70т вместо 40, причем время третьего цикла (на набор половины ковша) часто превышает этот параметр для первых двух циклов. Расход топлива связан с характеристикой двигателя, его состоянием (сроком службы) и фактической загрузкой. Ее величина также зависит от процесса экскавации, но во многом определяется опытом машиниста экскаватора. Если экскаваторщик разрабатывает плохо взорванную крупноблочную породу, которая не позволяет набрать ковш весом порядка 90 т, то его опыт может позволить третий ковш загрузить не

на половину, а полнее. При этом также есть ограничение – перегрузить автосамосвал. Перегруз может привести к преждевременному износу шин и т.п. В этой связи безусловный интерес представляет анализ расхода топлива при различной загрузке автосамосвала. В условиях разреза «Тугнуйский» исходными данными для анализа потребления топлива автосамосвалами (при отсутствии отдельной записи потребления ДТ в системе АСД для движения автосамосвала с грузом и без него) являются данные «СПРАВКИ о работе экипажей автосамосвалов БЕЛАЗ. В процессе исследований, в соответствии с хронометражными наблюдениями за работой карьерного автотранспорта, должны быть установлены основные показатели работы автосамосвалов, которые позволят определить время рейса автосамосвала в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы, стоимость одного маш.-часа автосамосвала и величину удельных затрат на автотранспорт как функцию величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород. При этом, в зависимости от расстояния перевозки, должен быть установлен рациональный количественный состав транспортного звена вскрышных экскаваторно-автомобильных комплексов [98].

Выводы, цель и задачи исследований

Изложенное выше позволяет констатировать следующее:

- на разрезе «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК) при разработке вскрышных пород на автотранспорт применяется экскаватор Bucyrus-495HD. Он оснащён ковшом трапециевидной формы вместимостью 41,3 м³. Погрузка породы производится в карьерные автосамосвалы БелАЗ-75306 грузоподъёмностью 220 тонн. Разрабатываются взорванные песчаники с прослоями алевролитов и угля;
- вскрышные работы на разрезе практически полностью выполняются с применением БВР. Категория по трудности экскавации – вскрышных пород 10% - II, 25% - III и 65% -IV. Коэффициенты разрыхления вмещающих пород – 1,4-1,5; глубина сезонного промерзания пород – 3,0-3,5 м;
- анализ расходования календарного фонда времени в течение года показали, что в результате реализации принятой на разрезе технической политики были достигнуты довольно высокие значения коэффициента технической готовности оборудования и его использования, которые составили соответственно $K_{\text{тг}} = 95\%$, а $K_{\text{п}} = 91\%$;
- Как известно (Репин, Ташкинов и др.), с уменьшением величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы (Дсв.), растёт производительность экскаватора и снижаются удельные затраты на процесс экскавации, но в то же время существенно увеличиваются затраты на дробление пород массива с применением буровзрывных работ. На разрезе Тугнуйский удельный расход ВВ нередко достигает 1,3 кг/м³ для пород 3 и 4 категории по взрываемости при нормативе не более 1,0 кг/м³ (в пересчёте на эталонное - ВВ граммонит-79/21). Величина удельных затрат на БВР довольно интенсивно возрастает при уменьшении Дсв: при Дсв=0,7м – 8руб/м³, при Дсв=0,4 – 14 руб/м³, а при Дсв=0,2 -31 руб/м³.

- Для обеспечения эффективной работы экскаваторов большой единичной мощности необходимо обеспечить степень дробления, с достижением величины Дсв., обеспечивающей оптимальное соотношение технологических параметров процесса экскавации (экскаватором с ковшом более 40м³) и буровзрывных работ, для чего необходим мониторинг качества подготовки взорванной горной массы.

- оптимизация параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза заключается в определении минимума суммарных удельных затрат на разработку вскрыши для всей технологии, а параметры каждого из процессов для применяемых технических средств с учетом физико-механических свойств разрабатываемых пород, которые обеспечивают рациональные и безопасные условия его эксплуатации;

- разрез «Тугнуйский» – современное предприятие, оснащённое спецтехникой и эффективно применяющее компьютерные технологии. В настоящее время там реализованы и успешно применяются две современные системы: производственно-технологический комплекс «Blast Maker» и автоматизированная система диспетчеризации (АСД) «Карьер»;

- параметр - величина средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород – Дсв характеризует всю совокупность фракций, гранулометрического состава взорванных пород и определяет технологические параметры БВР и, следовательно, затраты по этому процессу;

- для процесса экскавации гранулометрический состав разрабатываемых пород также является определяющим. От кусковатости взорванных пород зависит производительность экскаватора, а точнее величина коэффициента экскавации и время, затрачиваемое на набор ковша (при достаточной высоте уступа), и производительность определяет величину затрат по процессу;

- ранее проведённые исследования по степени влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора

объектом исследования обычно определили экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-10. При вместимости ковша 41,3 м³, установленные зависимости не работают, т.к. в их основе – величина выхода негабарита. По известной формуле для экскаватора Busyrus-HD495 негабаритом являются куски породы размером 2,77 м. Для коренных пород угольных разрезов (аргиллитов, алевролитов и песчаников) величина средней естественной отдельности в массиве практически всегда меньше полученного значения размера негабарита, однако, без БВР вести горные работы нельзя;

– в рассматриваемых условиях производительность транспортных средств в большей степени зависит от организаций выемочно-погрузочных работ, а качество взорванной горной массы влияет посредством изменения времени погрузки автосамосвала. Кусковатость взорванных пород, прежде всего, оказывает влияние на время набора ковша, степень загруженности автосамосвала и, как следствие, определяет расход топлива. При этом степень загруженности автосамосвала непосредственно не зависит от кусковатости пород, а определяется при погрузке;

– качество взорванной горной массы на процесс отвалообразования влияет опосредовано, в зависимости от производительности экскаватора и транспортных средств, т.к. эти процессы определяет количество породы, которое укладывается в отвал. Экономические затраты по процессу устанавливаются в соответствии с производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса, принятой технологией отвалообразования и применяемыми на предприятии техническими средствами (бульдозерами);

– проведённый анализ научно-исследовательских работ по вопросам буровзрывной подготовке вскрышных пород к выемке позволяет утверждать, что для реализации поставленной в работе цели, заложенные в пакете САПР БВР «Blast Maker» методические основы взаимосвязи свойств горных пород, параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы для оптимизации параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза

соответствуют современному уровню. Причём этот проект успешно реализован на разрезе «Тугнуйский»;

– при исследовании нового экскаватора Висугус-495HD с ковшом эллиптической формы вместимостью 41,3 м³ следует воспользоваться методическим подходом акад. Трубецкого К.Н., который рекомендует установить основные элементы цикла и производительности экскавационного оборудования от качества дробления горной массы. При этом следует учитывать, что устанавливать параметры грансостава стало гораздо проще - по фотопланограммам с использованием компьютерной программы.

Объектом исследований являются экскаваторно-автомобильные комплексы, разрабатывающие полускальные вскрышные породы современными механическими лопатами с ковшом вместимостью до 41,3 м³ и автосамосвалами грузоподъемностью до 220 тонн.

Предметом исследований являются параметры и показатели основных технологических процессов с учётом возможностей применяемых технических средств и горнотехнических условий их эксплуатации.

Цель работы - установить параметры каждого из сопряжённо-выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающие оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса.

Идея работы использование при оптимизации экскаваторно-автомобильного комплекса в качестве критерия оптимизации величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы, что позволяет установить оптимальные параметры каждого из сопряжённо выполняемых технологических процессов, затраты по ним, а также суммарные издержки по технологии в целом.

Для оптимизации параметров процессов разработки вскрыши на разрезе «Тугнуйский» с учётом физико-механических свойств разрабатываемых пород и принятой организации работы, которые

обеспечивают минимум удельных затрат для технологии в целом в работе были поставлены и решены следующие **задачи**:

Исследовать изменения производительности современных экскаваторов с ковшом вместимостью до 41,3 м³ от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород;

Рассчитать затраты на разработку одного кубометра вскрыши по всем основным процессам при различных параметрах БВР от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы;

Определить минимум суммарных затрат по основным процессам и соответствующие ему параметры основных процессов: БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования, обеспечивающих оптимальные условия разработки;

Разработать рекомендации по реализации результатов исследований для минимизации суммарных затрат по основным процессам при применении современных экскаваторно-автотранспортных комплексов.

Методы исследований. В работе использован комплекс методов: обобщение материалов ранее выполненных работ; экспертный анализ; анализ опыта разработки вскрышных пород на угольных разрезах; экспериментальные исследования в промышленных условиях; методы прикладной математики и математической статистики; технико-экономический анализ с использованием стоимостных параметров.

2. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРЕЗА «ТУГНУЙСКИЙ», БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД НА ПАРАМЕТРЫ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА

2.1. Методика определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы, используемая в программе BlastMaker.

Расчёт удельного расхода ВВ основан на учёте прочностных свойств пород и трещиноватости массива [82,97]. Проведённые исследования в породах различной крепости и категорий трещиноватости на карьерах цветной и чёрной металлургии доказали достаточную общность данной методики. Для высоты уступа 15-20 м, типа ВВ - граммонит 79/21, диагональной схемы КЗВ, размера кондиционного куска 500 мм и диаметра скважин 243 мм, расчётный удельный расход ВВ определяется из соотношения:

$$q_P = 0,13\rho^4\sqrt[4]{f(0,6 + 0,8d_0)}, \quad (2.1)$$

где ρ – плотность пород, т/куб.м;

d_0 – средний размер отдельности в массиве, м;

f – коэффициент крепости пород по Протоdjяконову М.М.

Переход к удельному расходу ВВ (кг/куб.м) при другом диаметре скважины d_3 осуществляется по формуле:

$$q_P = 0,13\rho^4\sqrt[4]{f(0,6 + 3,3d_3d_0)}, \quad (2.2)$$

Переход к другому типу ВВ производится с помощью коэффициента K_{BB} , учитывающего теплоту взрыва эталонного и применяемого ВВ:

$$K_{BB} = Q_{\gamma} / Q_{\phi}, \quad (2.3)$$

где Q_{γ} – теплота взрыва эталонного ВВ; Q_{ϕ} – теплота взрыва применяемого ВВ.

Поправка на необходимый размер кондиционного куска, отличного от 500 мм, равна $(0,5/d_{\hat{E}})^{2/5}$, где d_K – необходимый размер среднего кондиционного куска, м.

Таким образом, с учётом применяемого типа ВВ и поправки на размер кондиционного куска, формула расчёта удельного расхода ВВ имеет вид:

$$q_P = 0,13\rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3d_3d_0) \left(\frac{0,5}{d_K}\right)^{2/5} K_{BB}, \quad (2.4)$$

Проведённые экспериментальные исследования показали, что формула (2.4) справедлива в диапазоне диаметра скважин 100 – 400 мм и размера кондиционного куска 0,25 – 1,2 м. Расчёт по ней обеспечивает при равномерном размещении ВВ в скважинах выход негабарита до 3% от его содержания в массиве.

В случае, если проектом предусматривается больший выход негабарита V_i (%), то удельный расход ВВ корректируется по формуле:

$$q' = q \frac{V_{i,i} - V_i}{V_{i,i}}, \quad (2.5)$$

где $V_{i,i}$ – содержание негабарита в массиве до взрыва, %.

2. Способ определения удельного расхода ВВ по энергоёмкости бурения использует корреляционные зависимости между энергией, необходимой для разрушения единицы объёма породы в процессе бурения скважин с физико-механическими свойствами горных пород. Данный подход основан на обширном фактическом материале, полученном в ходе исследований, проведённых д.т.н. Тангаевым И.А. и д.т.н. Мосинцом В.Н. на карьерах горнодобывающих предприятий стран СНГ [64,100,101]. Преимуществом данного подхода является возможность непрерывного измерения энергоёмкости бурения непосредственно в процессе проходки взрывных скважин и последующее использование этой информации для оптимизации параметров БВР.

В табл. 2.1 представлены экспериментальные данные по соответствию коэффициента крепости породы по М. М. Протодяконову с энергоёмкостью бурения (И. А. Тангаев) и с удельной энергоёмкости взрывания (В. Н. Мосинец), а графическая зависимость показана на рис. 2.1.

Зависимость между минимальной энергоёмкостью бурения и коэффициентом крепости интерполируется следующей степенной функцией:

$$K_{\text{гД}} = 1.0665 E_A^{0.4854}, \quad (2.6)$$

где $K_{\text{гД}}$ – коэффициент крепости по М. М. Протодяконову;

E_A - минимальная энергоёмкость бурения.

Таблица 2.1 - экспериментальные данные по соответствию коэффициента крепости породы по М. М. Протодяконову с энергоёмкостью бурения и с удельной энергоёмкости взрывания.

№ п/п	Крепость породы (по Протодяконову М.М.)	Энергоёмкость бурения минимальная, МДж/м ³	Энергоёмкость бурения максимальная, МДж/м ³	Удельная энергоёмкость взрывания, МДж/м ³
1	6	30,48	42,68	2,62
2	7	42,68	54,87	2,89
3	8	54,87	67,06	3,16
4	9	67,06	79,26	3,38
5	10	79,26	91,45	3,59
6	11	91,45	109,74	3,8
7	12	109,74	128,03	3,98
8	13	128,03	152,42	4,11
9	14	152,42	176,8	4,23
10	15	176,8	213,38	4,36
11	16	213,38	256,06	4,52
12	17	256,06	304,83	4,67
13	18	304,83	359,7	4,8
14	19	359,7	420,67	5
15	20	420,67	493,83	5,09

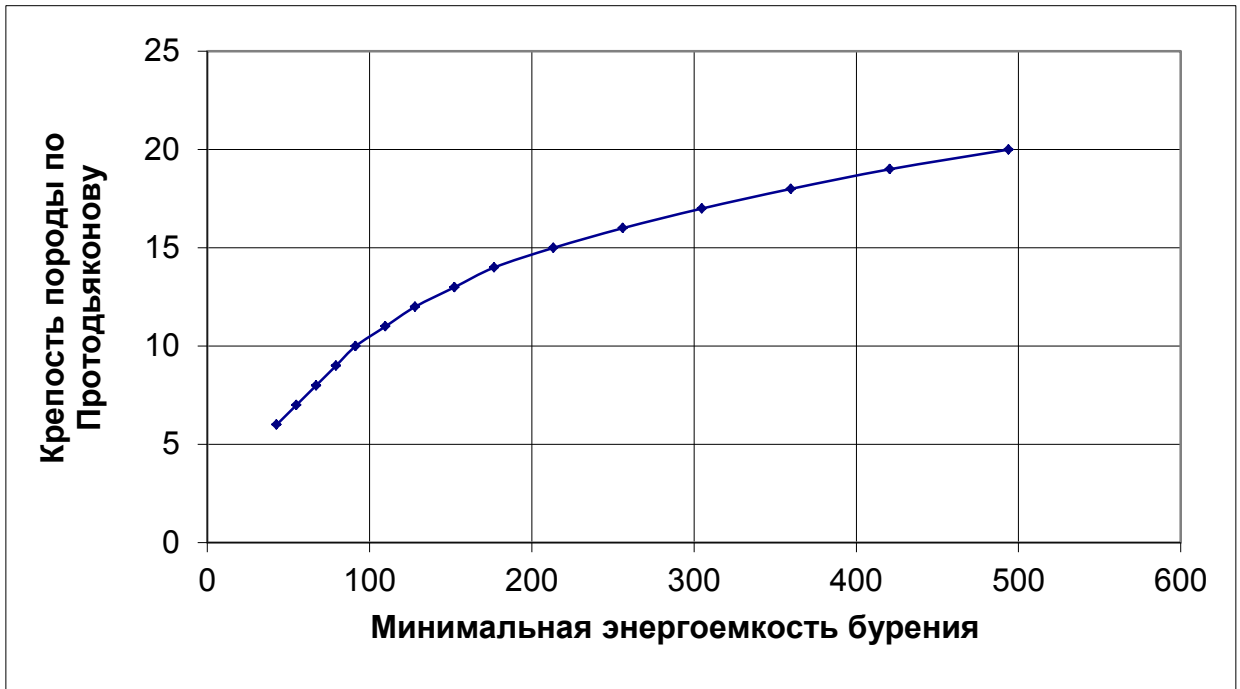


Рисунок 2.1 - Зависимость между минимальной энергоёмкостью бурения и коэффициентом крепости породы

Опытным путем установлено (В. Н. Мосинец), что существует однозначное соответствие между энергоёмкостью бурения и удельной энергоёмкостью взрывания, график которой представлен на рис. 2.2.

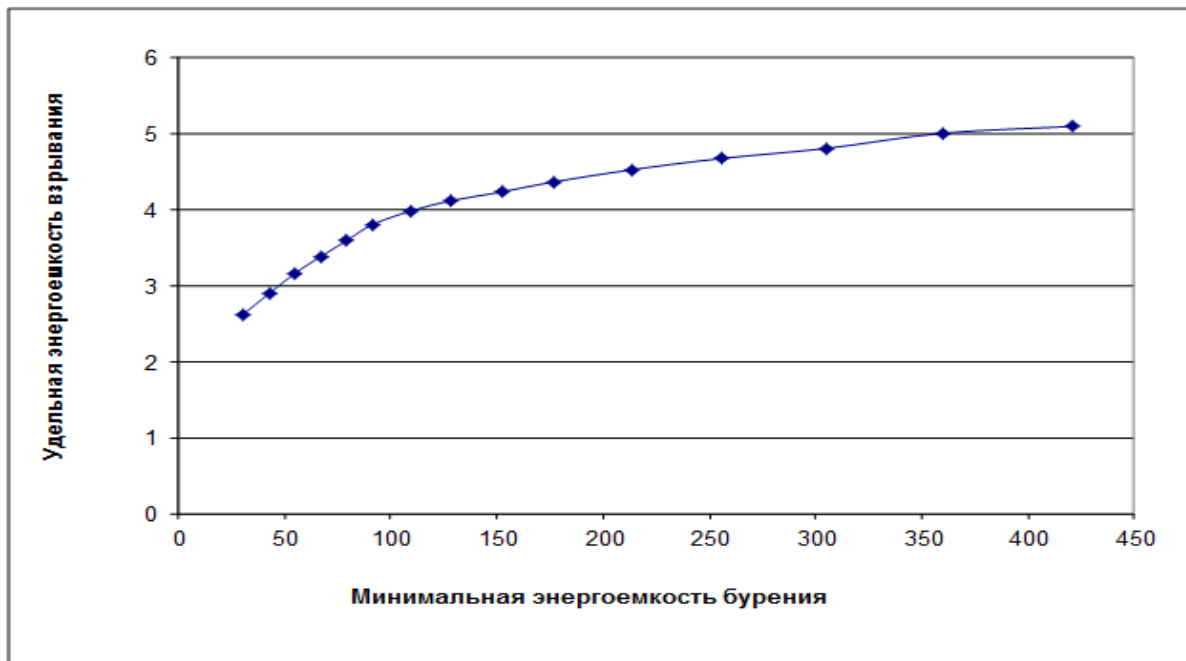


Рис. 2.2 - Зависимость между минимальной энергоёмкостью бурения и удельной энергоёмкостью взрывания.

Представленная зависимость интерполируется степенной функцией:

$$E_{\hat{A}C} = 1.0665 E_A^{0.2503}, \quad (2.7)$$

где $E_{\hat{A}C}$ – удельная энергоёмкость взрывания, МДж/м³;

E_A – минимальная энергоёмкость бурения, МДж/м³.

Удельный расход эталонного ВВ (аммонит 6ЖВ) для уступов высотой 12-16 м, порядной схемы КЗВ, размера кондиционного куска $d_{\bar{n}0} = 0.3 \pm 0.1m$ в породах со средним размером естественных отдельностей в массиве $d_0 \leq 1.5m$ определяется соотношением Тангаева:

$$q_D = (0.003 E_{\bar{N}D} + 0.06 \rho) K_{\hat{A}\hat{A}}, \quad (2.8)$$

где ρ – плотность породы, т/куб.м;

$E_{\bar{N}D}$ – средняя энергоёмкость бурения, МДж/м³;

K_{BB} – коэффициент, учитывающий теплоту взрыва применяемого ВВ.

Данная зависимость обеспечивает наиболее точные результаты для энергоёмкостей, измеренных при бурении скважин долотами 216 и 245 мм. Поправка на необходимый размер кондиционного куска, отличного от $d_{\bar{n}0} = 0.3 \pm 0.1m$, определяется как $(d_{\bar{n}0} / d_k)^{2/5}$, где d_k – необходимый размер куска, м.

Сбор информации об энергоёмкости бурения в процессе проходки взрывных скважин осуществляется с помощью бортового контроллера «Кобус», который позволяет измерять и проводить первичную обработку сигналов с датчиков бурового станка, характеризующих энергетические затраты (потребляемая мощность вращателя бурового става, осевое давление, вертикальная скорость проходки и т.д.). Полученные значения энергоёмкости бурения подвергаются пространственной привязке и передаются в базу данных программы BlastMaker, где в дальнейшем используются для выполнения расчётов.

3. расчёт сетки скважин и параметров скважинных зарядов производится в соответствии с рекомендациями «Союзвзрывпрома». По величине удельного расхода ВВ и вместимости скважин принятого диаметра для каждой из категорий пород вычисляют типовые параметры расположения зарядов. Расчётная величина линии сопротивления по подошве (СПП) определяется соотношением:

$$W_{II} = \frac{\sqrt{0,25p^2 + 4qpHl} - 0,5q}{2qH} \approx 0,9 \sqrt{\frac{p}{q}}, \quad (2.9)$$

где p – вместимость 1 м скважины, кг;

q – расчетный удельный расход ВВ, кг/ куб.м;

H – высота уступа, м;

l – глубина скважины, м.

По расчётным величинам СПП далее определяются параметры сетки скважин для субблоков с различными типами пород. Расстояние между скважинами в ряду принимается $a = mW_f$, а расстояние между рядами скважин $b = W_f / m$. Коэффициент сближения скважин m для зарядов нормального дробления зависит от диаметра взрывных скважин $d_{\text{н.в.}}$:

$$m = 0,5 / \sqrt[3]{d}. \quad (2.10)$$

При необходимости взрывного рыхления горной массы до требуемой интенсивности, коэффициент сближения определяется из соотношения:

$$m = 0,75K_D, \quad (2.11)$$

где K_D - коэффициент рыхления.

Величина забойки в зависимости от технологических требований к взрыву определяется по формулам:

$$\begin{aligned} l_{\text{з.в.}} &= 20d_z + 0,20H - 1,5; \\ l_{\text{з.в.}} &\geq 0,75W_f, \end{aligned} \quad (2.12)$$

где d_z – диаметр заряда, м;

H – высота уступа, м.

Глубина перебура задаётся соотношением:

$$l_{\bar{r}} = l_{\hat{A}} (\sqrt[3]{1 + (W/l_{\hat{A}})^2} - 1), \quad (2.13)$$

где $l_{\hat{A}} = H - l_{\hat{C}\hat{A}}$ длина заряда над подошвой уступа.

Масса заряда ВВ в скважине рассчитывается по формуле:

$$Q = P(l_{\hat{A}} + l_{\bar{r}}) = Pl_{\hat{C}\hat{D}}, \quad (2.14)$$

где $l_{\hat{C}\hat{D}}$ - общая длина заряда.

Скважинный заряд может быть рассредоточен по длине на две или более частей воздушными промежутками при одновременном инициировании его частей. Суммарная длина воздушных промежутков в зависимости от коэффициента крепости пород вычисляется в соответствии с выражением:

$$\sum h_{\hat{A}\bar{i}} = 0,05(9,0 - 0,5f)l_{\hat{C}\hat{D}}, \quad (2.15)$$

а длина каждого промежутка определяется диаметром заряда:

$$h_{\hat{A}\bar{i}} = (13,5 - 0,5f)d_{\hat{C}}. \quad (2.16)$$

4. Оценка гранулометрического состава взорванной горной массы производится на основе модели Кузнецова-Рамлера [43,124]. Кривая распределения фракционного состава определяется соотношением Розина-Рамлера:

$$P(x) = 1,0 - e^{-\ln 2(x/x_{50})^n}, \quad (2.17)$$

для которого средний размер раздробленных фрагментов находится по формуле:

$$x_{50} = 1,063 \cdot A \cdot Q_e^{1/6} / q^{0,8}. \quad (2.18)$$

Здесь: A – коэффициент, учитывающий дробимость пород массива;

Q_e - средний вес заряда в скважине, пересчитанный на эталонное ВВ;

q - удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21).

Коэффициент дробимости для каждого из участков блока с различными характеристиками пород определяется из уравнения:

$$A = 0,06 \cdot [11,63 \cdot d_0 \cdot (0,025 \cdot \rho - 50,0) + H_F]; \quad (2.19)$$

где: d_0 – средний размер отдельностей в субблоке, м;

ρ – средняя плотность пород в субблоке, кг/м³;

H_F – коэффициент, учитывающий предел прочности породы на сжатие σ_c (МПа) и модуль Юнга E (ГПа): $H_F = E/3$ если $E < 50$; и $H_F = \sigma_c/5$ если $E > 50$.

Показатель монотонности кривой распределения фракционного состава определяется исходя из следующего соотношения:

$$n = (2,2 - 0,014 \cdot B / d_c) \cdot \sqrt{(1,0 - SD / B)} * \\ * [0,5 \cdot (1,0 + S / B)] \cdot [L_B - L_c / L_{tot+0,1}]^{0,1} \cdot (L_{tot} / H), \quad (2.20)$$

где B – величина забойки, м;

S – среднее расстояние между скважинами, м;

d_3 – диаметр скважины, м;

L_b – длина нижней части рассредоточенного заряда, м;

L_c – длина верхней части рассредоточенного заряда, м;

L_{tot} – суммарная длина заряда, м;

H – высота уступа, м;

SD – среднеквадратичное отклонение по глубине скважин, м.

Методика определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы, используемая в программе «Blast Maker», позволяет осуществить расчёт удельного расхода ВВ и параметров БВР. Она основана на учёте прочностных свойств пород, трещиноватости массива и на обширном фактическом материале, полученном в ходе исследований, проведённых на карьерах горнодобывающих предприятий стран СНГ. Оценка гранулометрического состава взорванной горной массы производится на основе модели Кузнецова-Рамлера.

2.2. Исследование влияния горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» на удельный расход ВВ

Проект отработки Олонь-Шибирского месторождения предполагает разработку угольных пластов, которые имеют пологое залегание, при этом, по мере развития горных работ, мощность пород вскрыши постепенно возрастает и в ближайшие несколько лет достигнет максимальных значений - до 90 метров. Разрез угленосной толщи Олонь-Шибирского месторождения представлен полускальными и скальными мезозойскими породами. Песчаники в разрезе угленосной толщи занимают главенствующую роль и распространены повсеместно в пределах месторождения, слагая выдержанные слои мощностью от 1 до 30 м. Песчаники представлены всеми разностями от гравелистых до тонкозернистых и алевропесчаников. Доминирующую роль среди песчаников играют среднезернистые разности кварц – полевошпатового состава на глинистом цементе. Доля песчаников на известково-глинистом и кремнистом цементе незначительна и не превышает 2-3 %.

Коэффициенты крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова характеризуются следующими величинами: для алевролитов, аргиллитов и разнозернистых песчаников он соответствует значениям 5,4; 6,6 и 4,7-6,4, а для гравелитов и конгломератов – 8,0.

Все углевмещающие породы относятся к полускальным и скальным, рыхлые четвертичные образования - к связным.

Гидрогеологические условия на участках №1 и №2 являются сложными из-за наличия нескольких водоносных горизонтов, основными из которых являются угольные пласты. Ведение буровзрывных работ на месторождении осложняется из-за наличия слабо напорных артезианских вод.

Абразивность углей и пород месторождения не изучалась. По аналогии с другими одновозрастными каменноугольными объектами уголь,

углистый аргиллит, аргиллит и алевролит соответствуют малоабразивным и весьма малоабразивным (показатель абразивности 0–10, I–II классы абразивности); песчаники мелко и тонкозернистые к среднеабразивным (показатель абразивности 30–45, класс–IV), средне-, крупнозернистые песчаники, гравелиты и конгломераты – к породам повышенной абразивности (показатель абразивности 45–65, класс – VI).

Коэффициенты разрыхления вмещающих пород – 1,4-1,5; угля – 1,35; четвертичных отложений – 1,3 – 1,4.

По буримости породы месторождения соответствуют IV-VIII категориям: талые грунты II – III; песчаники, алевролиты и аргиллиты – VI – VII, конгломераты – VIII, угли – V категории.

По блочности породы вскрыши на 60% представлены крупноблочными песчаниками, гравелитами и алевролитами (средний диаметр отдельности -1,1-1,6 м; среднеблочные песчаники, гравелиты и алевролиты составляют около 20% и характеризуются диаметром отдельности 0,7-1,1 м. Весьма крупноблочные (более 2,0 м) и мелкоблочные (до 0,7 м) породы составляют около 5-7%.

Угли по диаметру средней отдельности на 70% представлены мелкоблочными разностями (до 0,15 м) и на 30% - крупноблочными (более 0,15 м).

Категория по трудности экскавации – вскрышных пород 10% - II, 25% - III и 65% -IV. Уголь – 100% - III категория. Глубина сезонного промерзания пород – 3,0-3,5 м.

По трудности разработки талые четвертичные отложения относятся к II группе (группа мягких и плотных грунтов), разрабатываемых без предварительного рыхления; песчаники, конгломераты, гравелиты – к III группе скальных пород, разработка которых возможна только после сплошного разрыхления взрыванием.

Основные свойства взрывааемых пород вскрыши представлены в табл. 2.2.

Таблица 2.2- Основные свойства взрывааемых пород вскрыши.

Категория пород	Сопротивляемость взрыву	Средние показатели свойств горной массы		Диаметр отдельности, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³ *)
		Объёмный вес, т/м ³	Коэффициент крепости		
1	2	3	4	5	6
II	Легковзрываемые породы песчаники и алевролиты на глинистом цементе с густой сетью трещин.	2,0-2,2	4-6	0,7-1,1 иногда до 0,7	0,3-0,5
III	Средневзрываемые породы аргиллиты, алевролиты и песчаники глинисто-карбонатном цементе, со слабовыраженной трещиноватостью.	2,2-2,4	6-10	1,1-1,6	0,6-0,8
IV	Трудновзрываемые породы алевролиты и песчаники мелкозернистые на карбонатном и кремнистом цементах, крупноблочные	2,4-2,8	8-12	1,6-2,0 иногда более 2,0	0,8-1,3

*) - Удельный расход взят из практики ведения взрывных работ на горных участках ОАО «Разрез Тугнуйский». Степень дробления массива рассчитывается по условиям обеспечения максимальной производительности экскаватора.

Основные свойства взрывааемых горных вскрыши соответствуют применяемой в Кузбассе классификация вскрышных пород по блочности табл. 2.3[72].

Таблица 2.3-Классификация вскрышных пород по блочности.

Сопротивляемость пород взрыву	Категория пород по блочности	Блочность пород	Свойства пород	
			d_e , м	$\sigma_{сж}$, МПа
Легко-взрываемые	I	мелкоблочные	до 0,8	до 40
Средней взрываемости	II	среднеблочные	0,8÷1,2	40÷60
	III	крупноблочные	1,2÷1,6	60÷80
Трудно-взрываемые	IV	весьма крупноблочные	1,6÷2,0	80÷100
	V	исключительно крупноблочные	2,0÷2,4	100÷120
	VI	внекатегорийные	более 2,4	более 120

В соответствии с применяемой на разрезе «Тугнуйский» программным продуктом [5], используя методику определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы «Blast Maker», были рассчитаны значения величины удельного расхода ВВ для характерных свойств вскрышных пород. Результаты расчёта приведены в табл. 2.4- 2.16 и на рис.2.1-2.13.

Таблица 2.4- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,0 \text{ т/м}^3$

№ П/П	Плотн.пород, т/м^3	Дсв, м	Удельный расход ВВ, (кг/м^3)				
			$f=4$	$f=5$	$f=6$	$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$
1	2,0	0,1	4,06	4,29	4,49	0,23	0,20
2	2,0	0,2	1,54	1,63	1,70	0,09	0,07
3	2,0	0,3	0,87	0,92	0,96	0,05	0,04
4	2,0	0,4	0,58	0,62	0,64	0,04	0,02
5	2,0	0,5	0,43	0,45	0,47	0,02	0,02
6	2,0	0,6	0,33	0,35	0,37	0,02	0,02
7	2,0	0,7	0,27	0,28	0,29	0,01	0,01
8	2,0	0,8	0,22	0,23	0,24	0,01	0,01
9	2,0	0,9	0,19	0,20	0,21	0,01	0,01
10	2,0	1,0	0,16	0,17	0,18	0,01	0,01

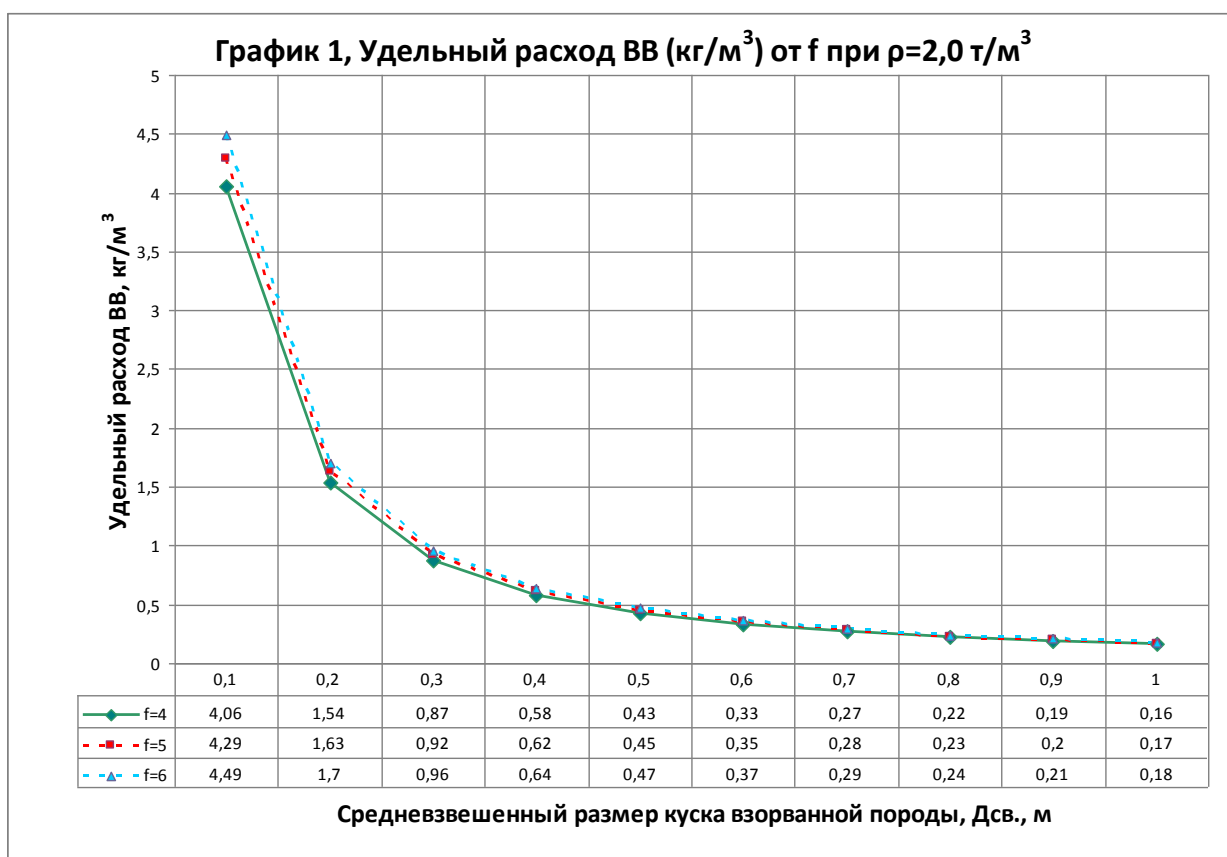


Рисунок 2.1- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,0 \text{ т/м}^3$

Таблица 2.5- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,2 \text{ т/м}^3$

№ п/п	Плотн. пород, т/м^3	Дсв, м	Удельный расход ВВ, (кг/м^3)						
			f=4	f=5	f=6		$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$	$\Delta_3=+$
					КТ=3	КТ=2			
1	2,2	0,1	4,46	4,72	4,94	5,71	0,26	0,22	0,77
2	2,2	0,2	1,69	1,79	1,87	2,16	0,10	0,08	0,29
3	2,2	0,3	0,96	1,01	1,06	1,23			
4	2,2	0,4	0,64	0,68	0,71	0,82	0,04	0,03	0,11
5	2,2	0,5	0,47	0,50	0,52	0,60			
6	2,2	0,6	0,36	0,38	0,40	0,47			
7	2,2	0,7	0,29	0,31	0,32	0,37			
8	2,2	0,8	0,24	0,26	0,27	0,31	0,02	0,01	0,04
9	2,2	0,9	0,21	0,22	0,23	0,26	0,01	0,01	0,03
10	2,2	1,0	0,18	0,19	0,20	0,23	0,01	0,01	0,03

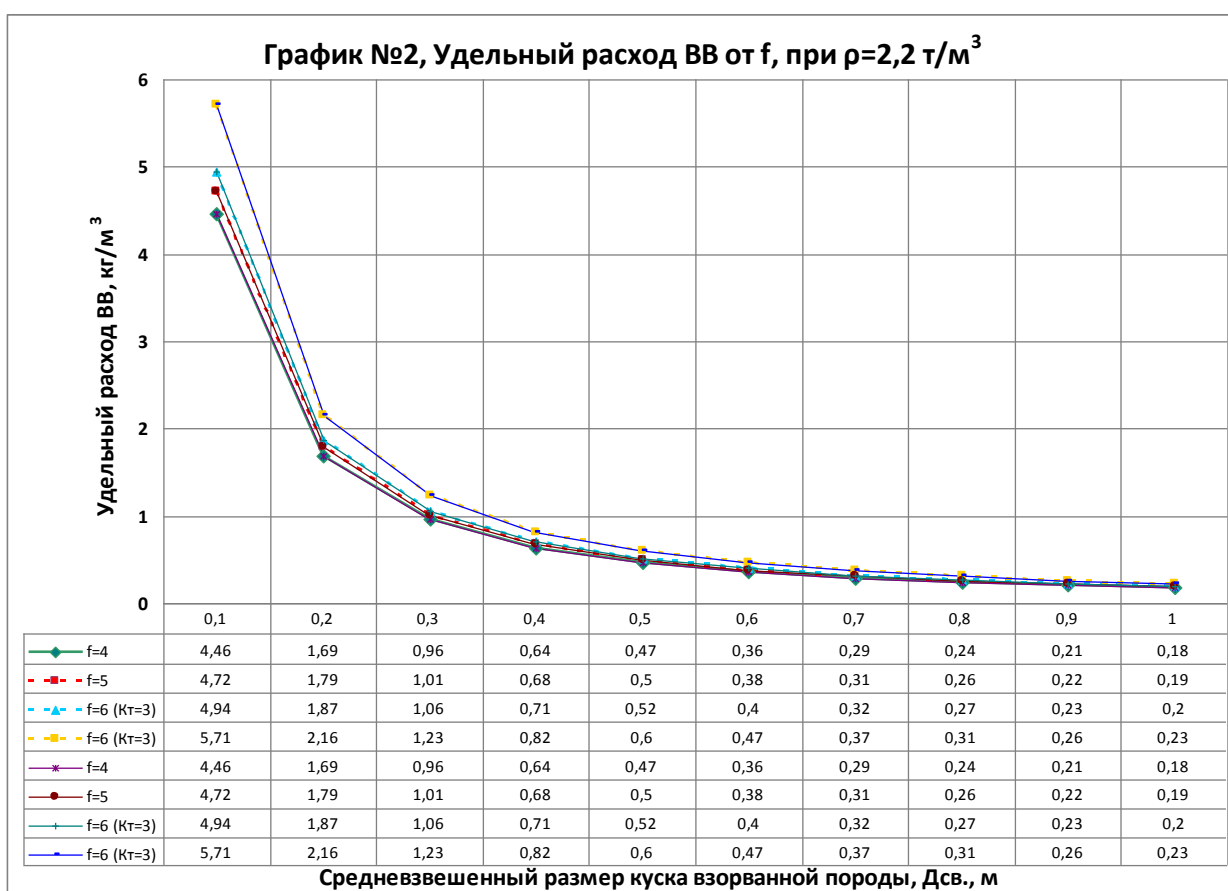


Рисунок 2.2- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,2 \text{ т/м}^3$

Таблица 2.6- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,4 \text{ т/м}^3$

№ П/П	Плотн. пород, т/м^3	Дсв, м	Удельный расход ВВ, (кг/м^3)										
			f=6	f=8		f=10		f=12	$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$	$\Delta_3=+$	$\Delta_4=+$	$\Delta_5=+$
				$K_T=2$	$K_T=1$	$K_T=2$	$K_T=1$						
1	2,4	0,1	6,23	6,70	8,88	7,08	9,18	9,40	0,47	2,18			
2	2,4	0,2	2,36	2,54	3,57	2,68	3,78	3,95					
3	2,4	0,3	1,34	1,44	2,02	1,52	2,14	2,24					
4	2,4	0,4	0,89	0,96	1,35	1,02	1,43	1,50					
5	2,4	0,5	0,65	0,70	0,99	0,74	1,05	1,10					
6	2,4	0,6	0,51	0,55	0,77	0,58	0,81	0,85					
7	2,4	0,7	0,41	0,44	0,62	0,46	0,65	0,68					
8	2,4	0,8	0,34	0,36	0,51	0,39	0,54	0,57					
9	2,4	0,9	0,29	0,31	0,43	0,33	0,46	0,48					
10	2,4	1,0	0,25	0,27	0,38	0,28	0,40	0,42					

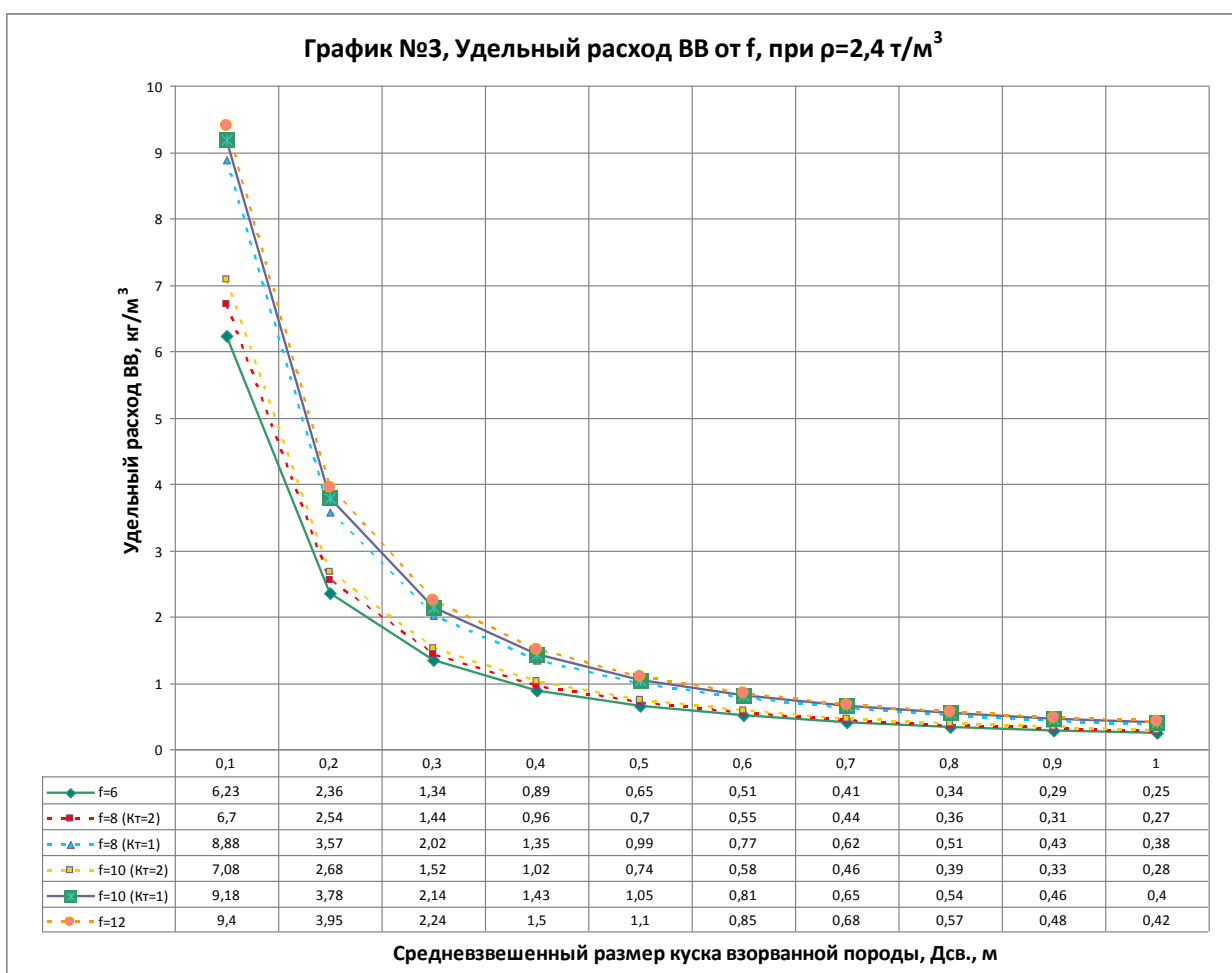


Рисунок 2.3- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,4 \text{ т/м}^3$

Таблица 2.7- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,6 \text{ т/м}^3$

№ п/п	Плотн. пород, т/м^3	Дсв, м	Удельный расход ВВ, (кг/м^3)				
			$f=8$	$f=10$	$f=12$	$\Delta_1=$	$\Delta_2=$
1	2,6	0,1	9,30	9,56	9,78	0,26	0,22
2	2,6	0,2	3,87	4,09	4,28	0,22	0,19
3	2,6	0,3	2,19	2,32	2,43	0,13	0,11
4	2,6	0,4	1,47	1,55	1,62	0,08	0,07
5	2,6	0,5	1,07	1,13	1,19	0,06	0,06
6	2,6	0,6	0,83	0,88	0,92	0,04	0,04
7	2,6	0,7	0,67	0,71	0,74	0,04	0,03
8	2,6	0,8	0,56	0,59	0,61	0,03	0,03
9	2,6	0,9	0,47	0,50	0,52	0,03	0,02
10	2,6	1,0	0,41	0,43	0,45	0,02	0,02

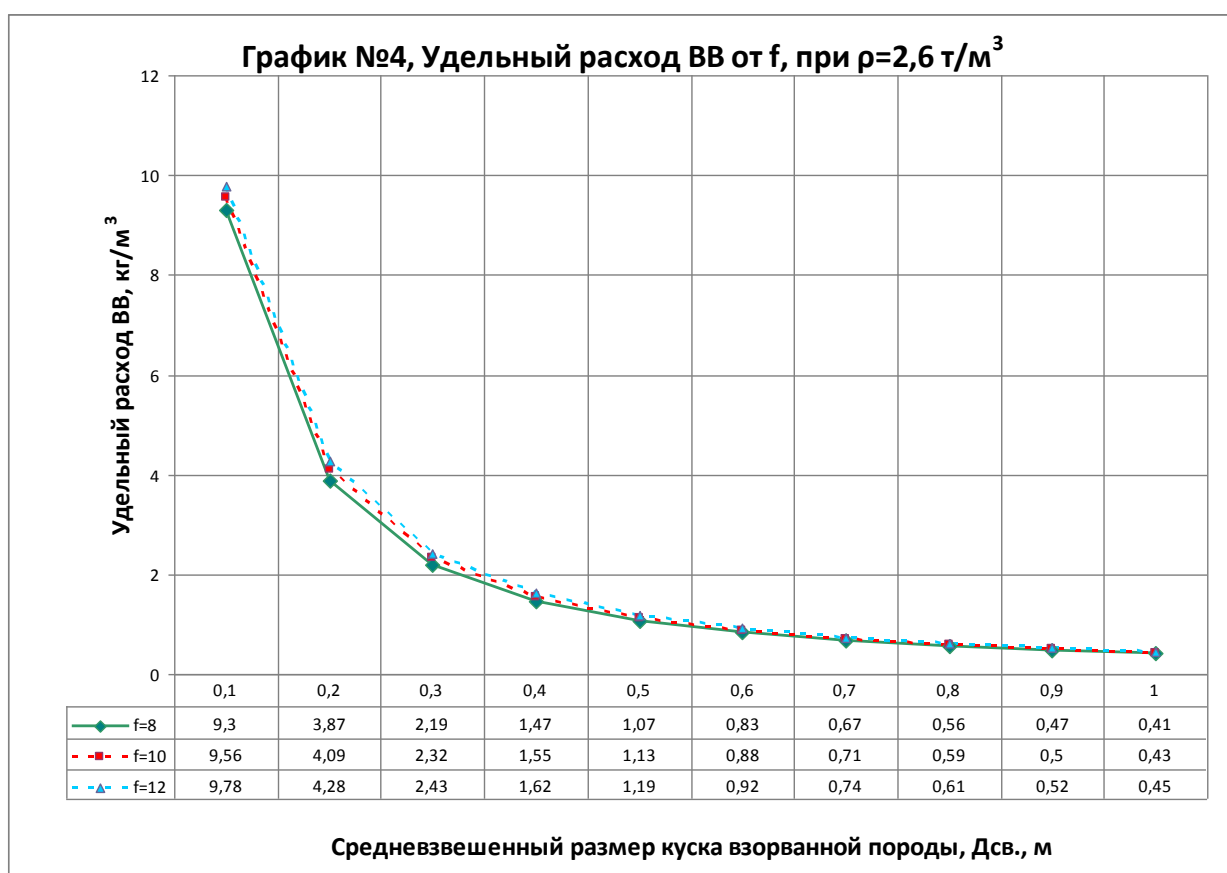


Рисунок 2.4- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,6 \text{ т/м}^3$

Таблица 2.8- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,8 \text{ т/м}^3$

№ п/п	Плотн. пород, т/м^3	Дсв, м	Удельный расход ВВ, (кг/м^3)				
			$f=8$	$f=10$	$f=12$	$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$
1	2,8	0,1	9,65	9,92	10,00	0,27	0,08
2	2,8	0,2	4,17	4,41	4,61	0,24	0,20
3	2,8	0,3	2,36	2,50	2,61	0,14	0,11
4	2,8	0,4	1,58	1,67	1,75	0,09	0,08
5	2,8	0,5	1,16	1,22	1,28	0,06	0,04
6	2,8	0,6	0,90	0,95	0,99	0,05	0,04
7	2,8	0,7	0,73	0,76	0,80	0,03	0,04
8	2,8	0,8	0,60	0,63	0,66	0,03	0,03
9	2,8	0,9	0,51	0,54	0,56	0,03	0,02
10	2,8	1,0	0,44	0,46	0,48	0,02	0,02

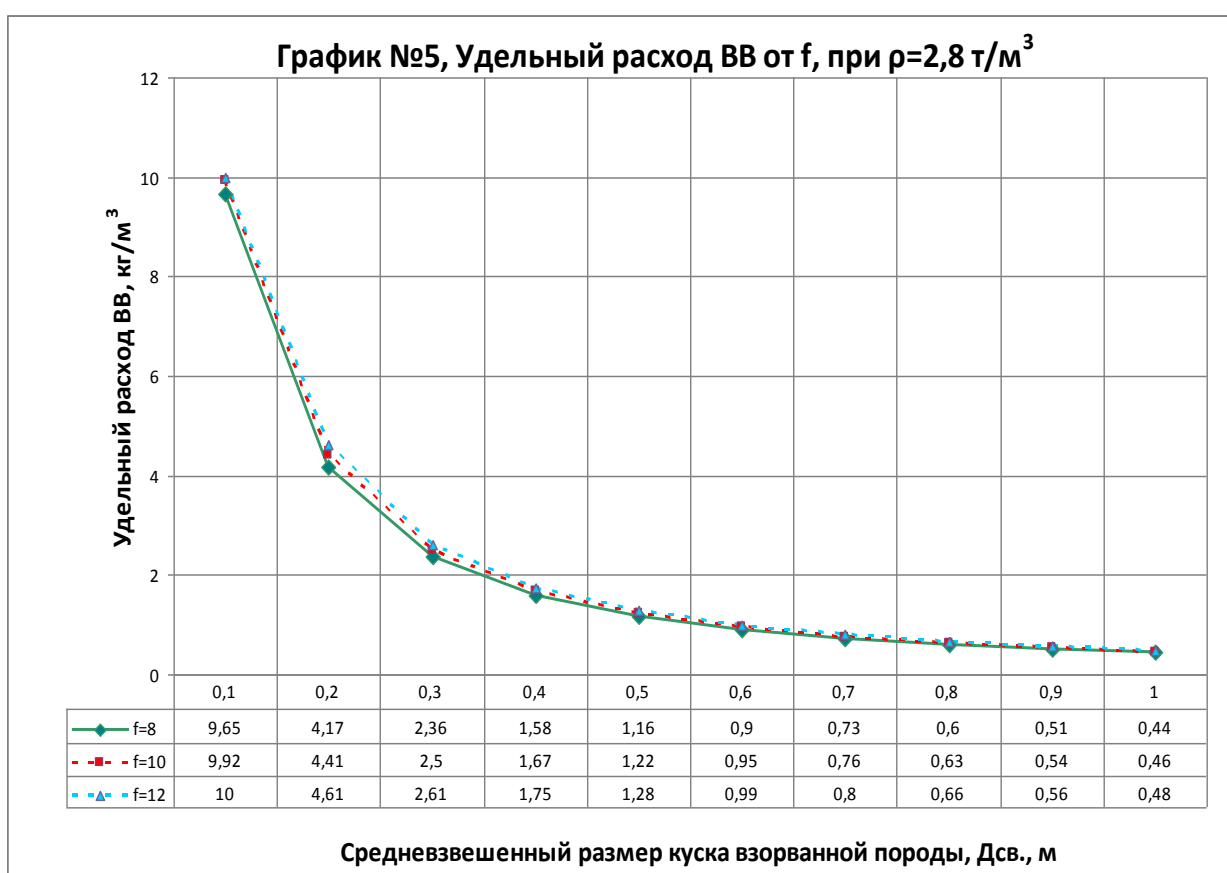


Рисунок 2.5- Удельный расход ВВ от f при $\rho=2,8 \text{ т/м}^3$

Таблица 2.9 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=4$

№п/п	Дсв, м	Плотн. пород, 2,2 т/м ³	Плотн. пород, 2,0 т/м ³	$\Delta_1 = -$
1	0,1	4,46	4,06	0,40
2	0,2	1,69	1,54	0,15
3	0,3	0,96	0,87	0,09
4	0,4	0,64	0,58	0,04
5	0,5	0,47	0,43	0,04
6	0,6	0,36	0,33	0,03
7	0,7	0,29	0,27	0,02
8	0,8	0,24	0,22	0,02
9	0,9	0,21	0,19	0,02
10	1,0	0,18	0,16	0,02

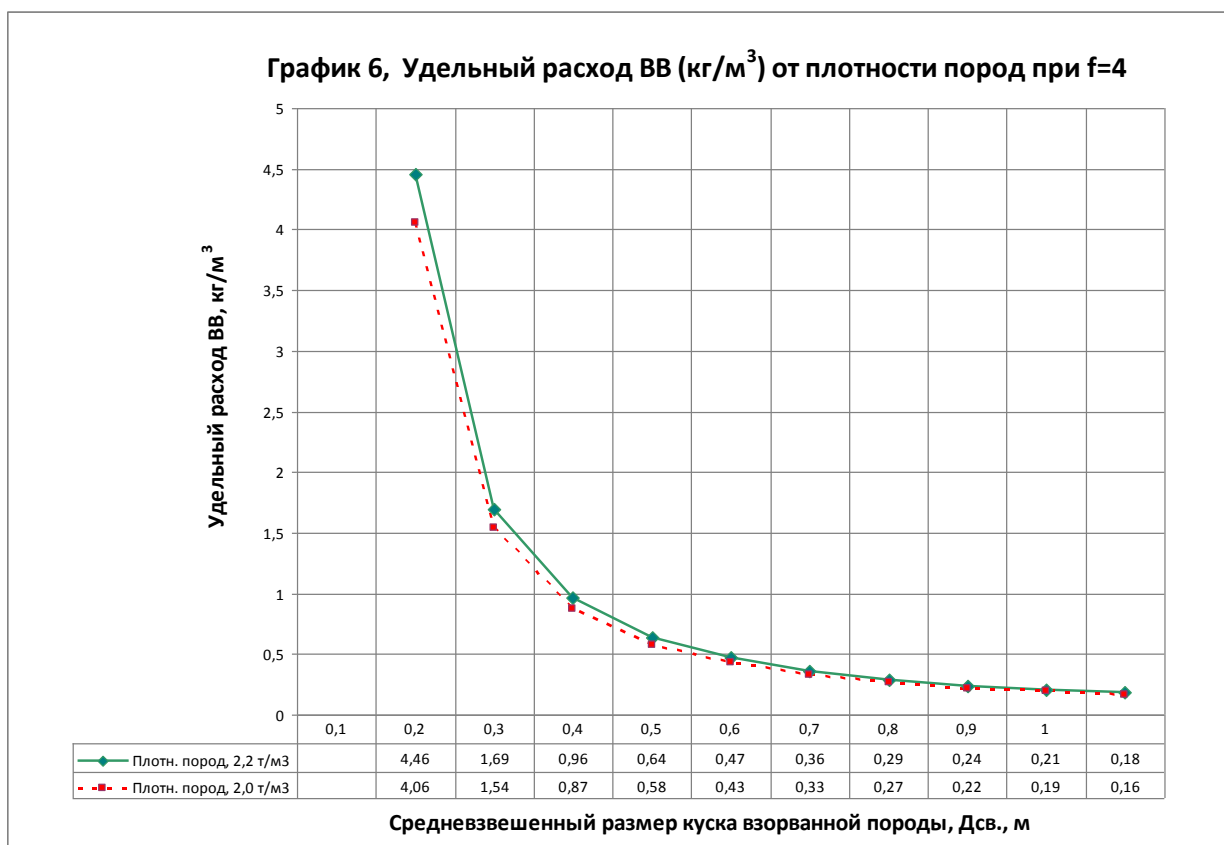


Рисунок 2.6- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=4$

Таблица 2.10 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=5$

№ п/п	Дсв,м	Плотн. пород, 2,2 т/м ³	Плотн. пород, 2,0 т/м ³	$\Delta_1 = -$
1	0,1	4,72	4,29	0,43
2	0,2	1,79	1,63	0,16
3	0,3	1,01	0,92	0,09
4	0,4	0,68	0,62	0,04
5	0,5	0,50	0,45	0,05
6	0,6	0,38	0,35	0,03
7	0,7	0,31	0,28	0,03
8	0,8	0,26	0,23	0,03
9	0,9	0,22	0,20	0,02
10	1,0	0,19	0,17	0,02

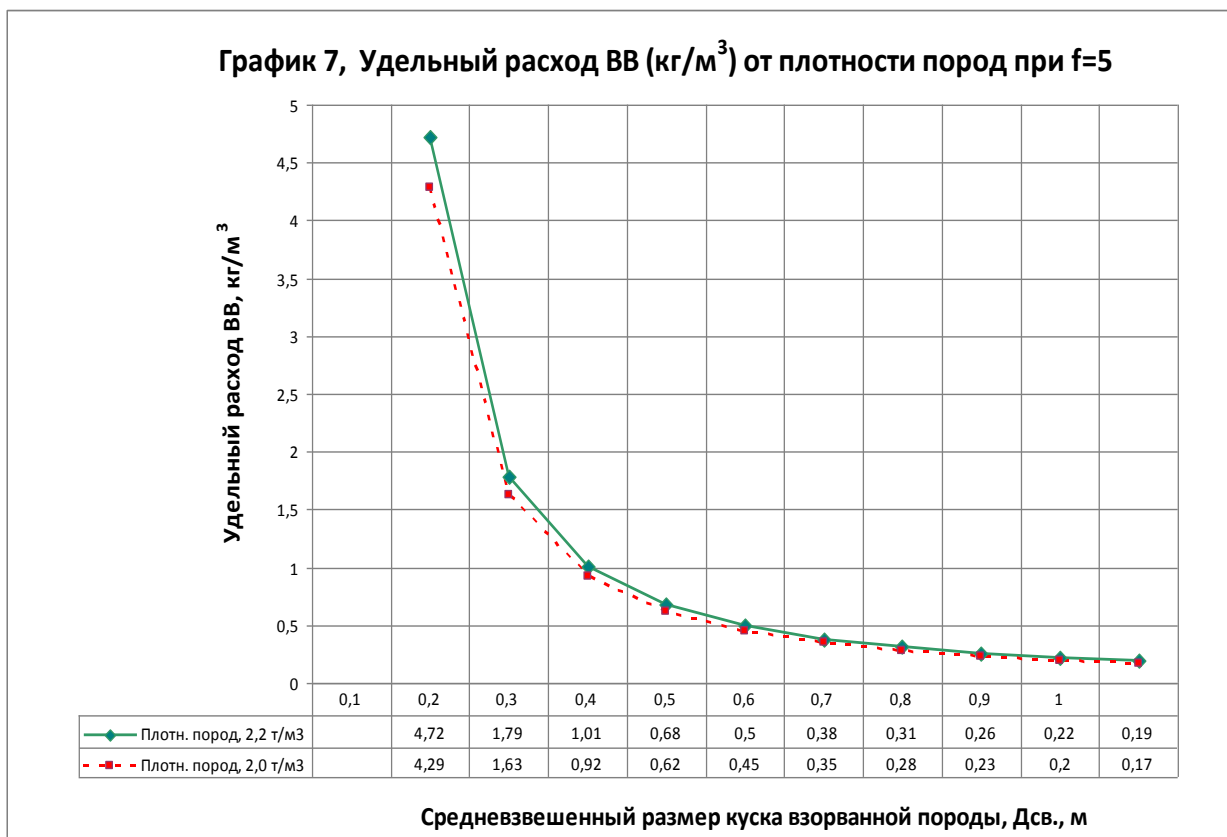


Рисунок 2.7- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=5$

Таблица 2.11 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=6$

№ п/п	Дсв, м	Плотн. пород, 2,4 т/м ³	Плотн. пород, 2,2 т/м ³		$\Delta_1 = -$	$\Delta_2 = -$
			К _Т =2	К _Т =3		
1	0,1	6,23	5,71	4,94	0,52	0,77
2	0,2	2,36	2,16	1,87	0,20	0,29
3	0,3	1,34	1,23	1,06	0,11	0,17
4	0,4	0,89	0,82	0,71		
5	0,5	0,65	0,60	0,52		
6	0,6	0,51	0,47	0,40		
7	0,7	0,41	0,37	0,32		
8	0,8	0,34	0,31	0,27		
9	0,9	0,29	0,26	0,23		
10	1,0	0,25	0,23	0,20		

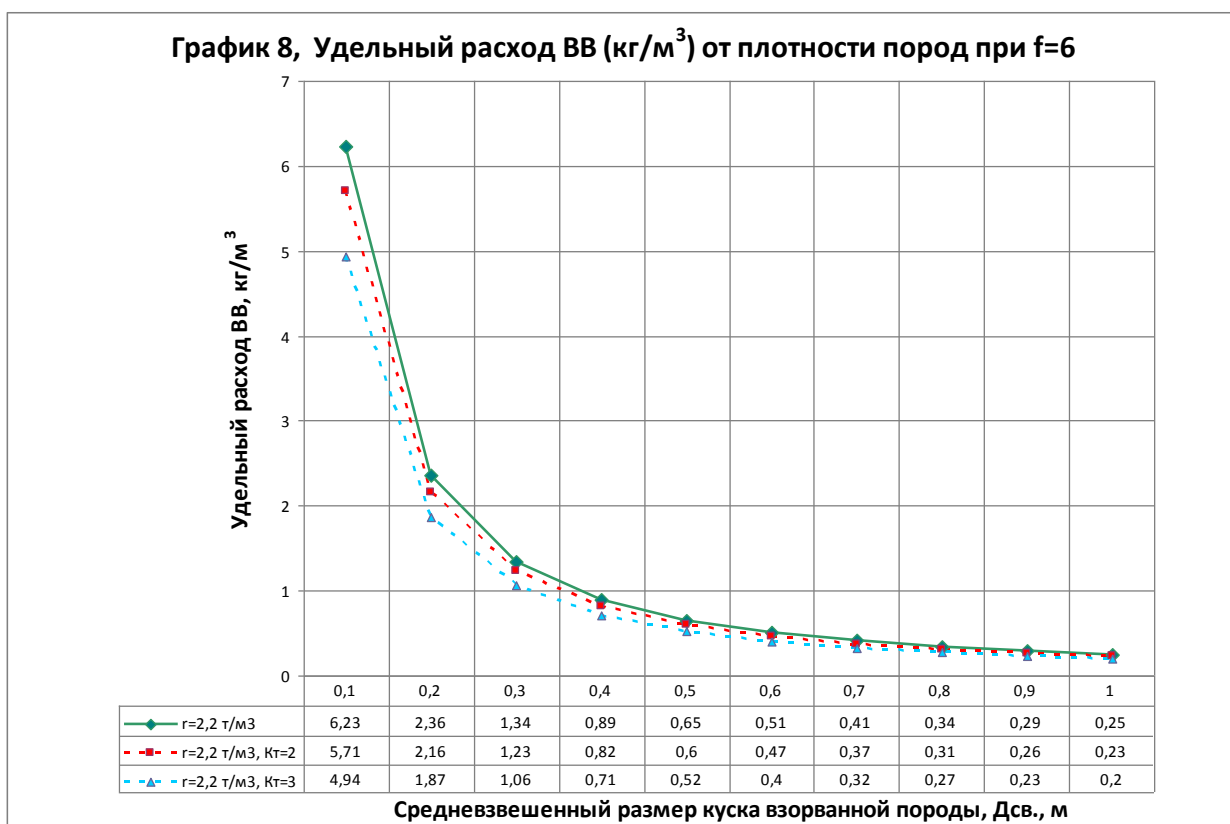


Рисунок 2.8- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=6$

Таблица 2.12 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=8$

№ п/п	Дсв, м	Плотн. пород, 2,8 т/м ³	Плотн. пород, 2,6 т/м ³	Плотн. пород, 2,4 т/м ³		$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$	$\Delta_3=+$
				К _Т =1	К _Т =2			
1	0,1	9,65	9,30	8,88	6,70			
2	0,2	4,17	3,87	3,57	2,54			
3	0,3	2,36	2,19	2,02	1,44			
4	0,4	1,58	1,47	1,35	0,96			
5	0,5	1,16	1,07	0,99	0,70			
6	0,6	0,90	0,83	0,77	0,55			
7	0,7	0,73	0,67	0,62	0,44			
8	0,8	0,60	0,56	0,51	0,36			
9	0,9	0,51	0,47	0,43	0,31			
10	1,0	0,44	0,41	0,38	0,27			

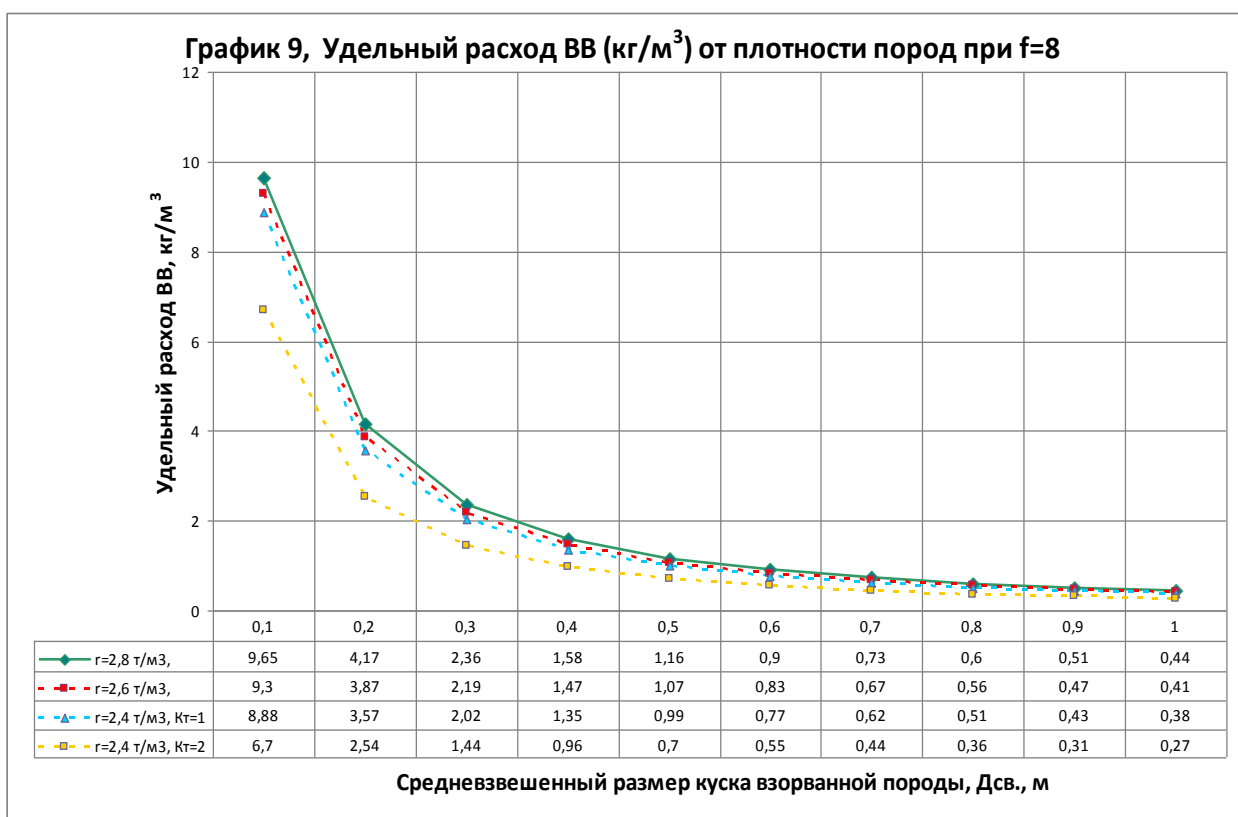


Рисунок 2.9- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=8$

Таблица 2.13 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=10$

№ п/п	Дсв, м	Плотн. пород, 2,8 т/м ³	Плотн. пород, 2,6 т/м ³	Плотн. пород, 2,4 т/м ³		$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$	$\Delta_3=+$
				Кт=1	Кт=2			
1	0,1	9,92	9,56	9,18	7,08			
2	0,2	4,41	4,09	3,78	2,68			
3	0,3	2,50	2,32	2,14	1,52			
4	0,4	1,67	1,55	1,43	1,02			
5	0,5	1,22	1,13	1,05	0,74			
6	0,6	0,95	0,88	0,81	0,58			
7	0,7	0,76	0,71	0,65	0,46			
8	0,8	0,63	0,59	0,54	0,39			
9	0,9	0,54	0,50	0,46	0,33			
10	1,0	0,46	0,43	0,40	0,28			

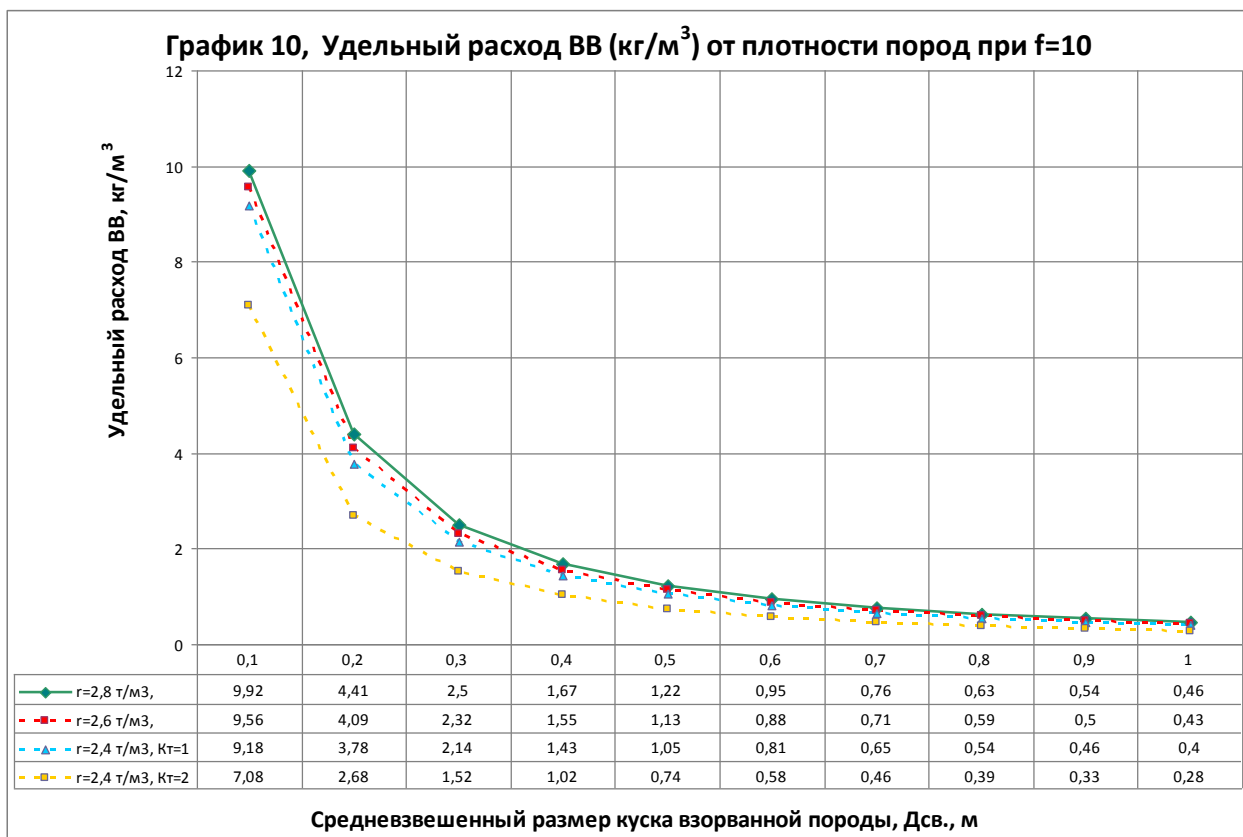


Рисунок 2.10- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=10$

Таблица 2.14 – Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=12$

№ п/п	Дсв, м	Плотн. пород, 2,8 т/м ³	Плотн. пород, 2,6 т/м ³	Плотн. пород, 2,4 т/м ³	$\Delta_1=$ -	$\Delta_2=$ -
1	0,1	10,00	9,78	9,40	0,22	0,38
2	0,2	4,61	4,28	3,95	0,33	0,33
3	0,3	2,61	2,43	2,24	0,18	0,19
4	0,4	1,75	1,62	1,50		
5	0,5	1,28	1,19	1,10		
6	0,6	0,99	0,92	0,85		
7	0,7	0,80	0,74	0,68		
8	0,8	0,66	0,61	0,57		
9	0,9	0,56	0,52	0,48		
10	1,0	0,48	0,45	0,42		

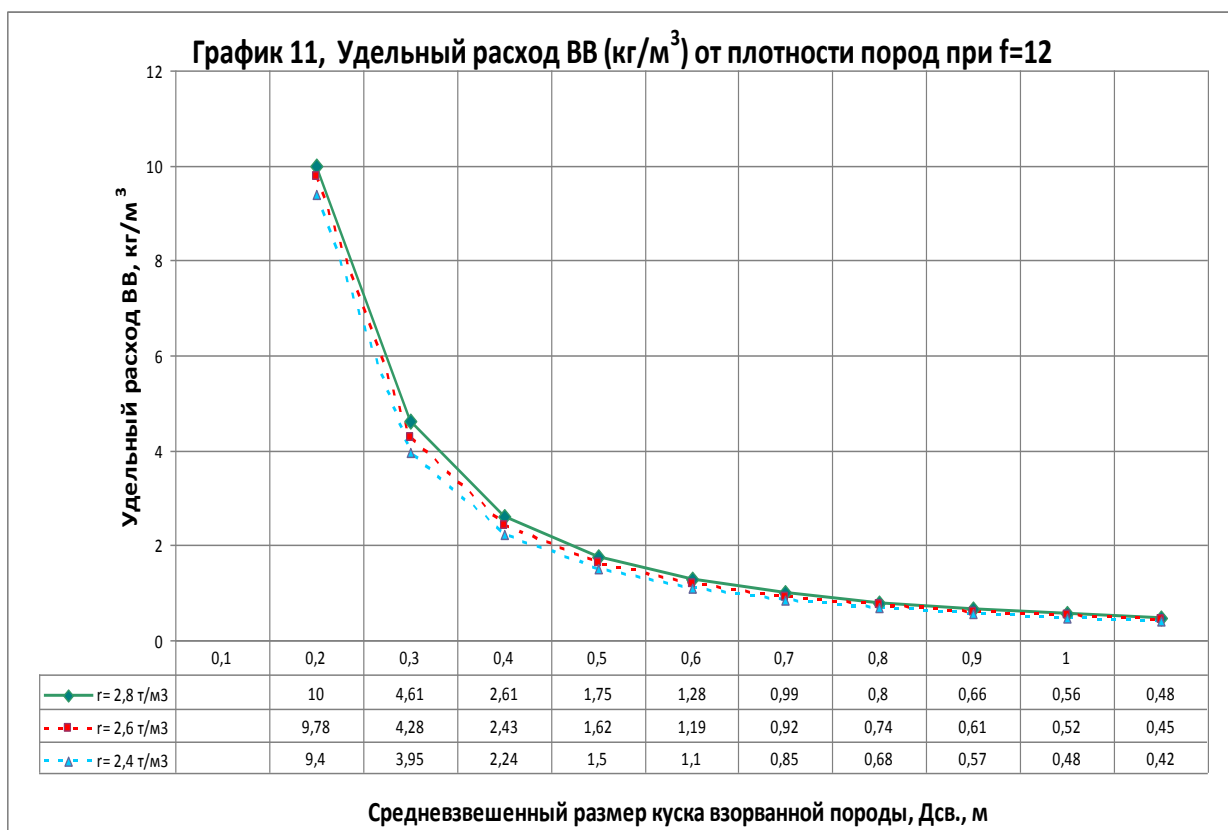


Рисунок 2.11- Удельный расход ВВ от плотности пород при $f=12$

Таблица 2.15 – Удельный расход ВВ от Кт

№ п/п	Дсв, м	f=6 Плотн. пород, 2,2 т/м ³			f=8 Плотн. пород, 2,4 т/м ³			f=10 Плотн. пород, 2,4 т/м ³		
		Кт=2	Кт=3	Δ ₁ = -	Кт=1	Кт=2	Δ ₂ = -	Кт=1	Кт=2	Δ ₃ = -
1	0,1	5,71	4,94	0,77	8,88	6,70	2,18	9,18	7,08	2,10
2	0,2	2,16	1,87	0,29	3,57	2,54	1,03	3,78	2,68	1,10
3	0,3	1,23	1,06	0,17	2,02	1,44	0,58	2,14	1,52	0,62
4	0,4	0,82	0,71	0,11	1,35	0,96	0,39	1,43	1,02	0,41
5	0,5	0,60	0,52		0,99	0,70		1,05	0,74	
6	0,6	0,47	0,40		0,77	0,55		0,81	0,58	
7	0,7	0,37	0,32		0,62	0,44		0,65	0,46	
8	0,8	0,31	0,27		0,51	0,36		0,54	0,39	
9	0,9	0,26	0,23		0,43	0,31		0,46	0,33	
10	1,0	0,23	0,20		0,38	0,27		0,40	0,28	

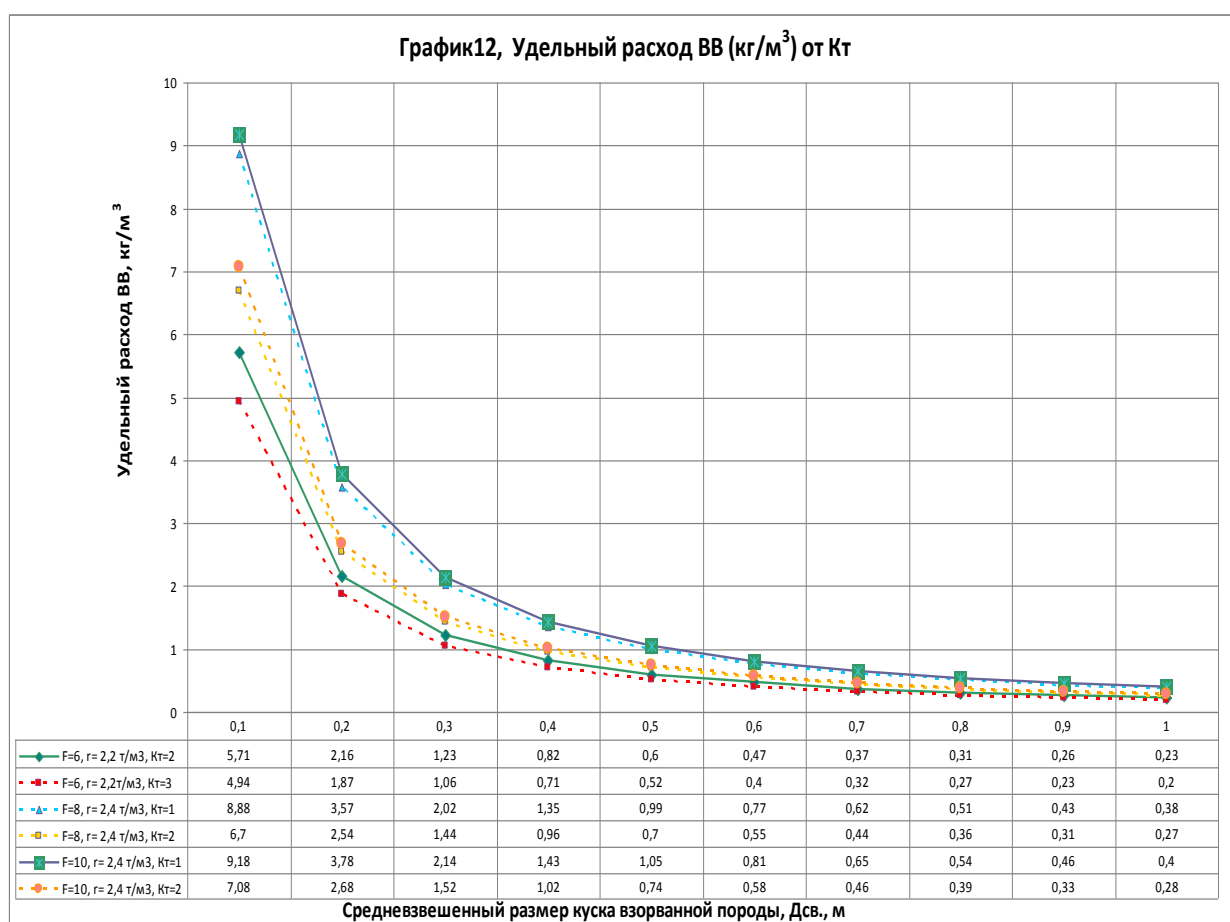


Рисунок 2.12- Удельный расход ВВ от Кт

Таблица 2.16 – Удельный расход ВВ от K_m при $K_m = const$

№ п/п	Дсв, м	f=6 Плотн. пород, 2,2 т/м ³	f=8 Плотн. пород, 2,4 т/м ³	f=10 Плотн. пород, 2,4 т/м ³	$\Delta_1=+$	$\Delta_2=+$
		$K_T=2$	$K_T=2$	$K_T=2$	$K_T=2$	$K_T=2$
1	0,1	5,71	6,70	7,08	0,99	0,38
2	0,2	2,16	2,54	2,68	0,38	0,14
3	0,3	1,23	1,44	1,52	0,21	0,08
4	0,4	0,82	0,96	1,02	0,14	0,06
5	0,5	0,60	0,70	0,74		
6	0,6	0,47	0,55	0,58		
7	0,7	0,37	0,44	0,46		
8	0,8	0,31	0,36	0,39		
9	0,9	0,26	0,31	0,33		
10	1,0	0,23	0,27	0,28		

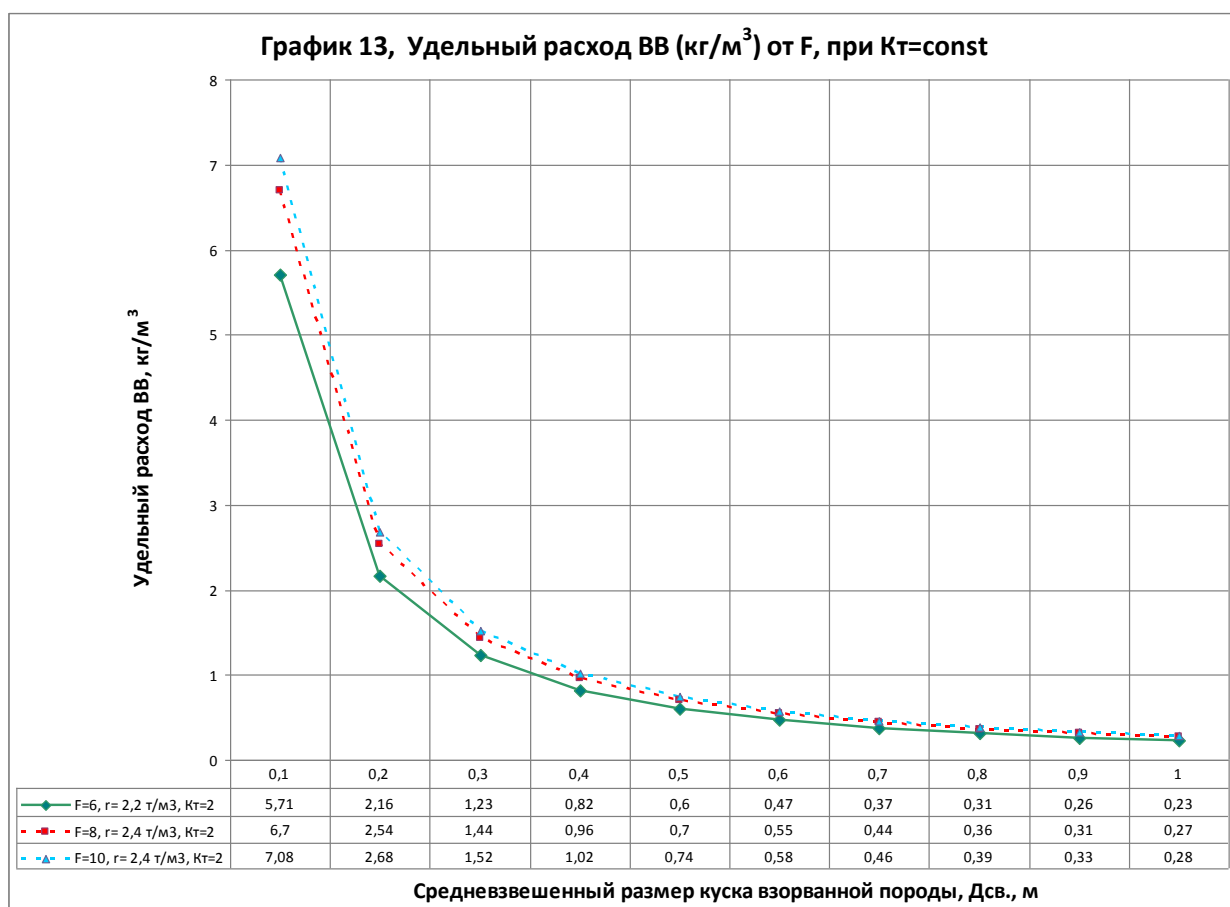


Рисунок 2.13- Удельный расход ВВ от K_m при $K_m = const$

Анализ полученных параметров БВР показал:

1. Все установленные зависимости изменения удельного расхода ВВ от величины Дсв. при различных значениях плотности взорванных пород, коэффициента крепости и коэффициента трещиноватости имеют вид монотонно убывающей гиперболической зависимости.

2. В соответствии с результатами расчётов зависимость величины сетки скважин от удельного расхода ВВ (рис.2.14) не отличается для пород, плотность которых изменяется в пределах 2400-2800 кг/м³, а коэффициент крепости – от 8 до 12 по шкале проф. Протодяконова М.М.

3. Величина удельного расхода ВВ при фиксированном значении плотности пород пропорционально возрастает с уменьшением величины Дсв. При этом возрастание коэффициента крепости от 4 до 6 при $\rho=2000\text{кг/м}^3$, от 4 до 5 при $\rho=2200\text{кг/м}^3$ и от 6 до 12 $\rho=2400\text{кг/м}^3$ практически не влияет на удельный расход ВВ.

4. Главным выводом по этому разделу можно считать, что выполненные расчёты позволяют обеспечить определение всех параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы для условий разреза «Тугнуйский» с учётом категории разрабатываемых пород в диапазоне обеспечения необходимых условий эксплуатации экскаватора.

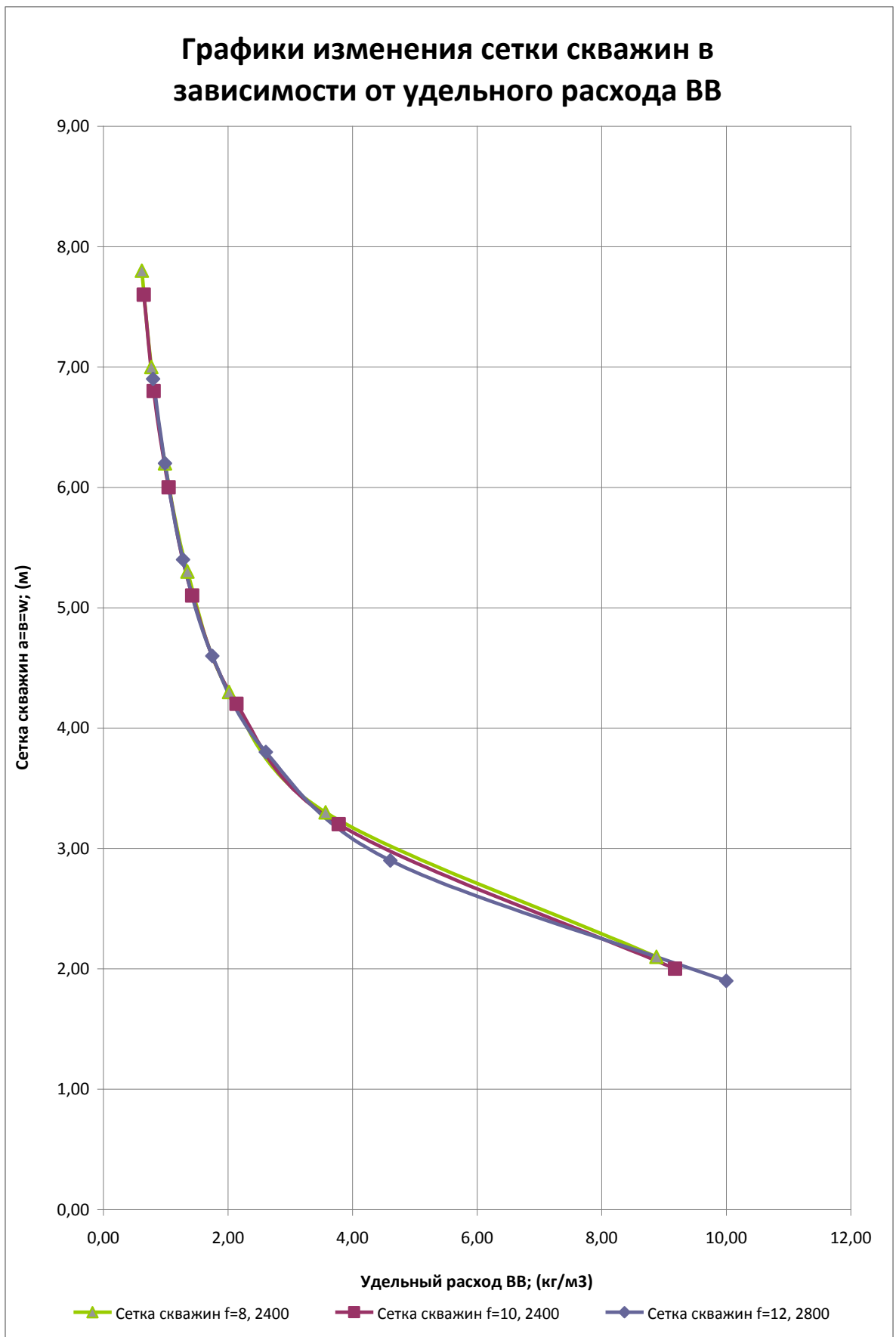
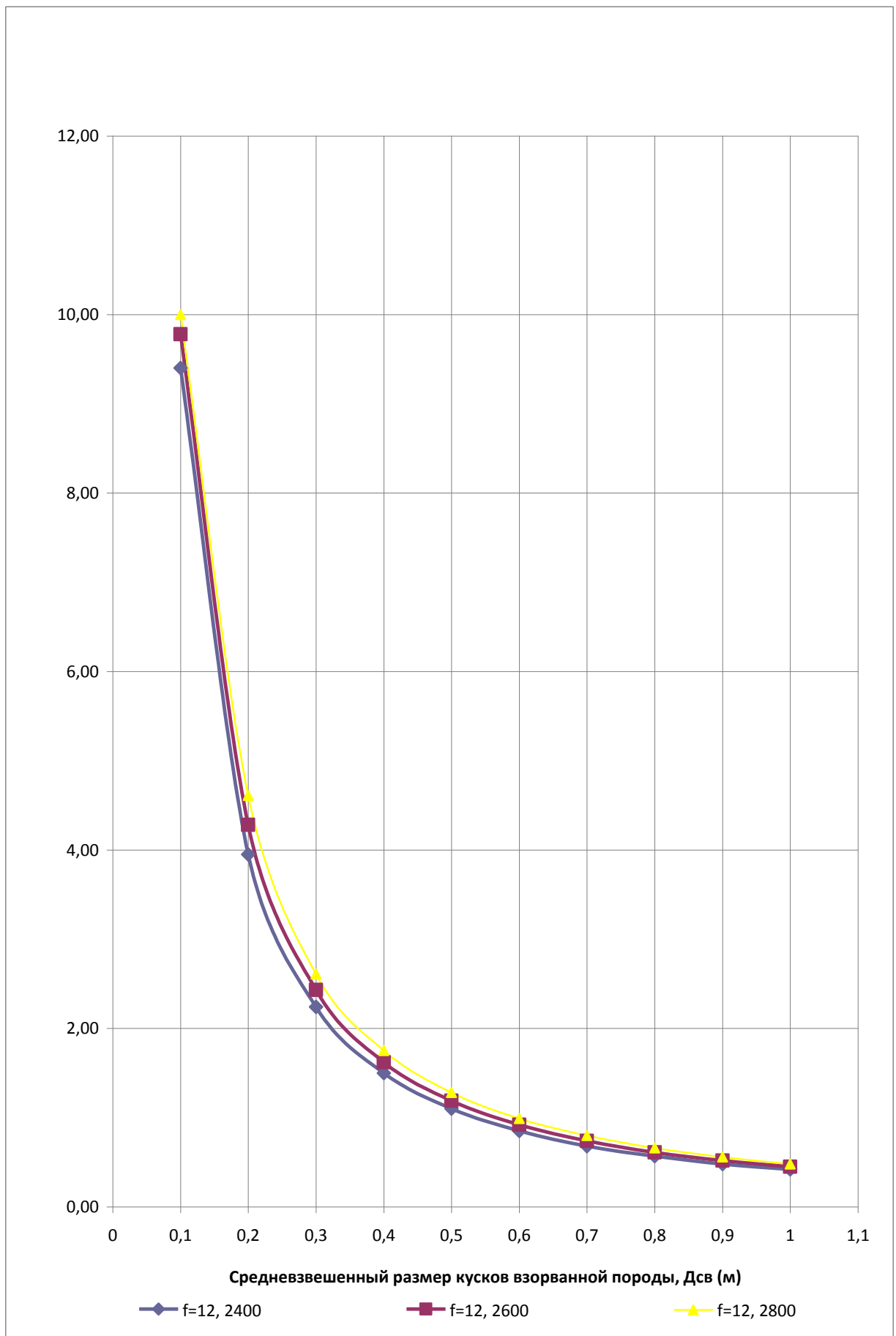
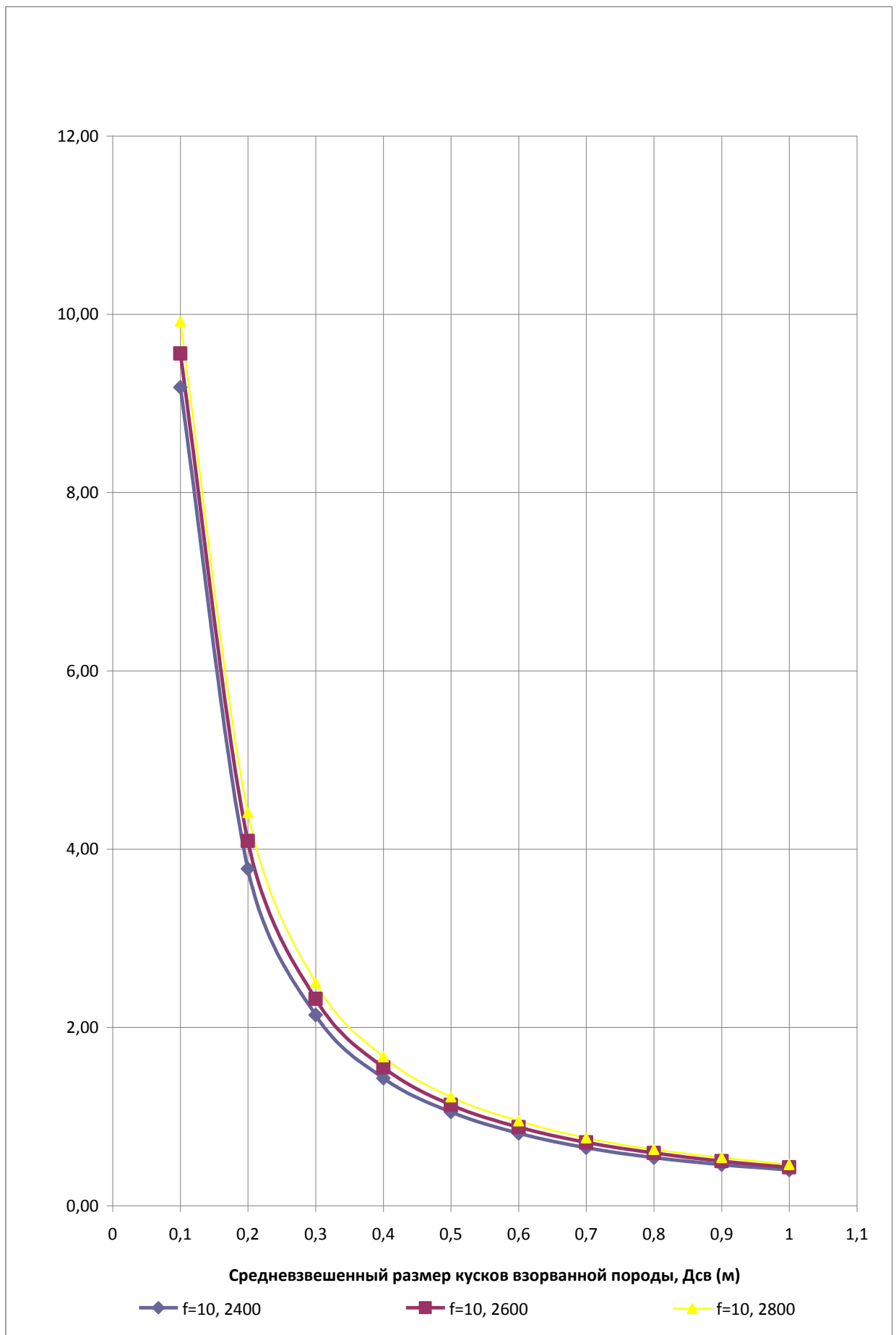
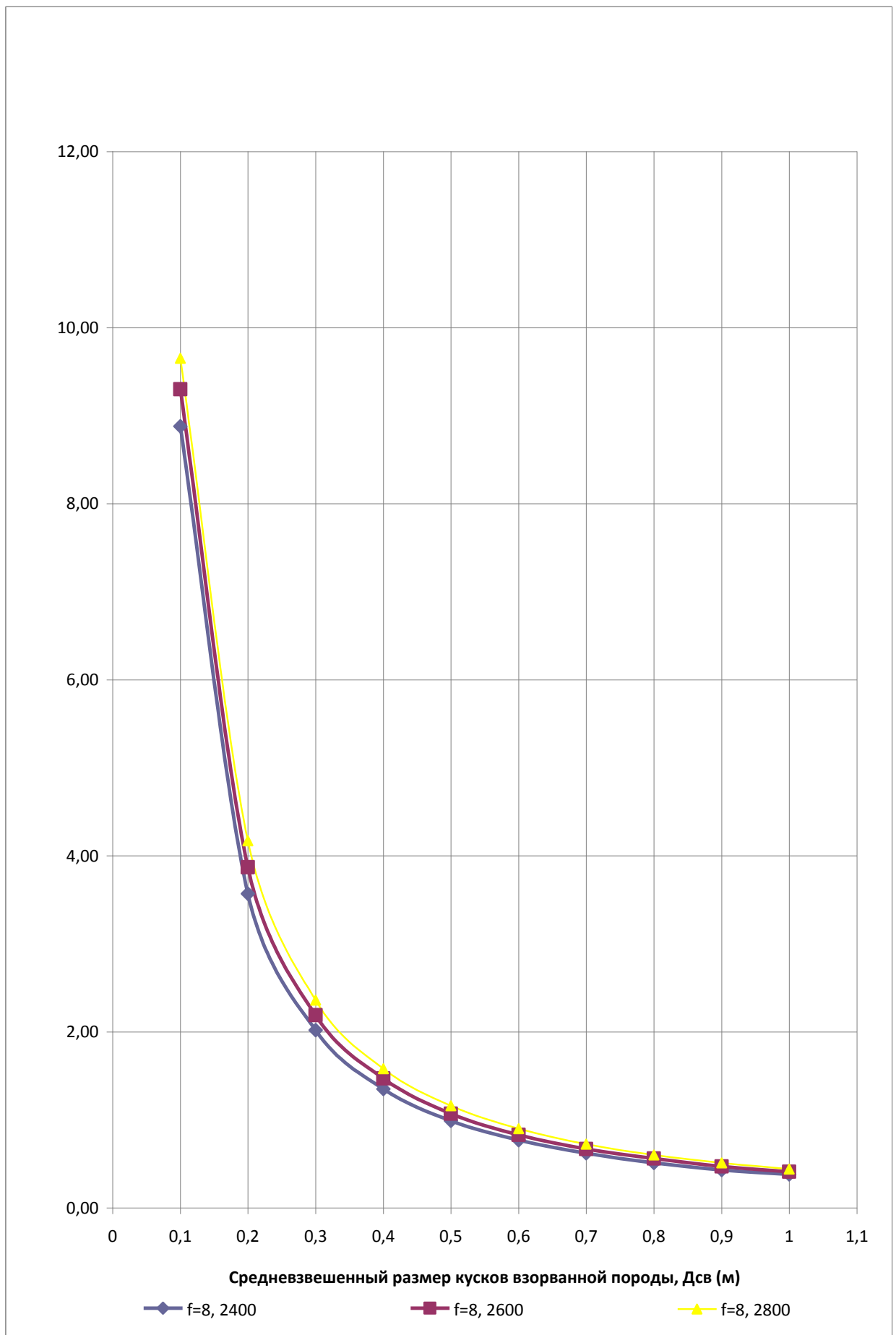
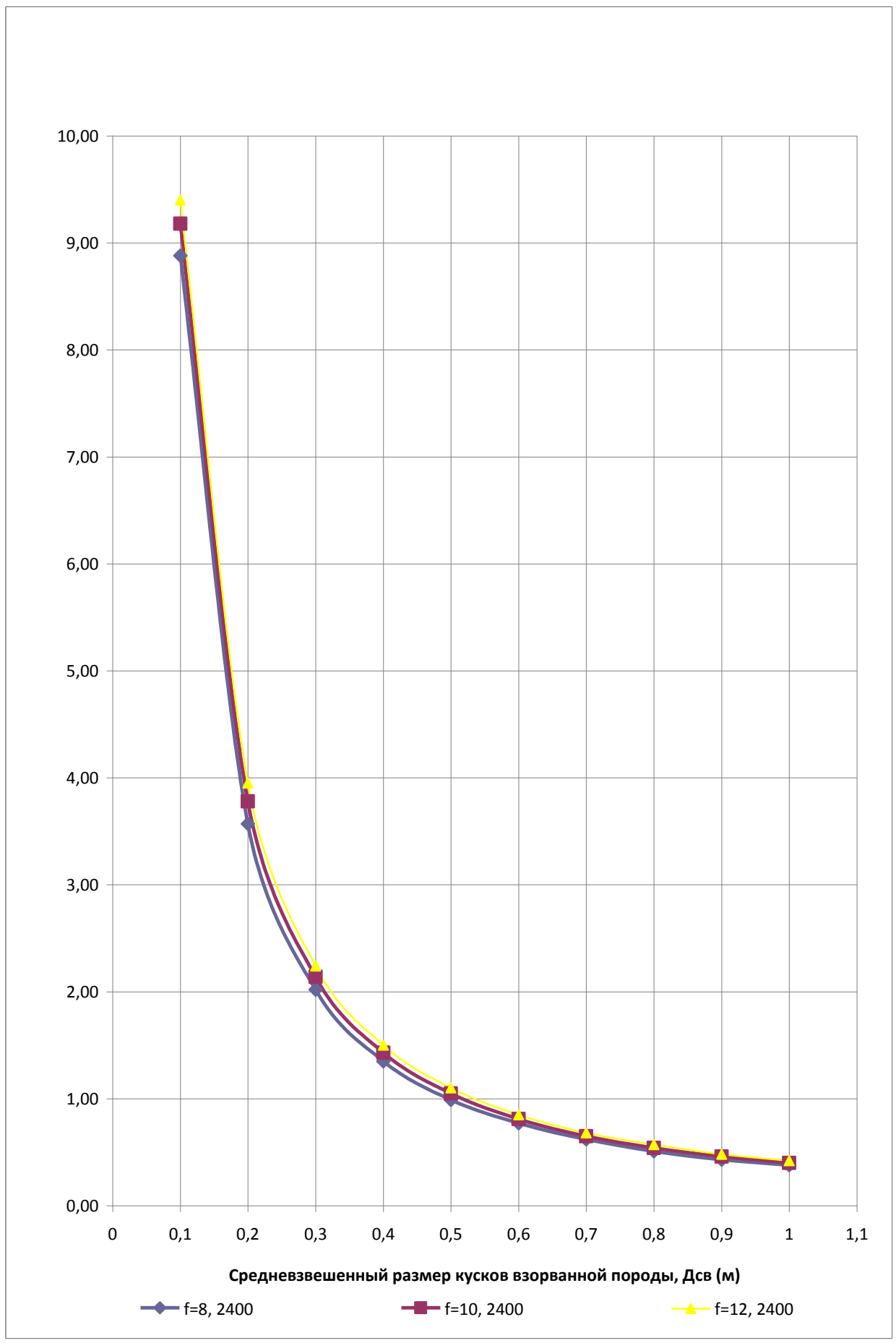


Рисунок 2.14- График изменения сетки скважин от удельного расхода ВВ.

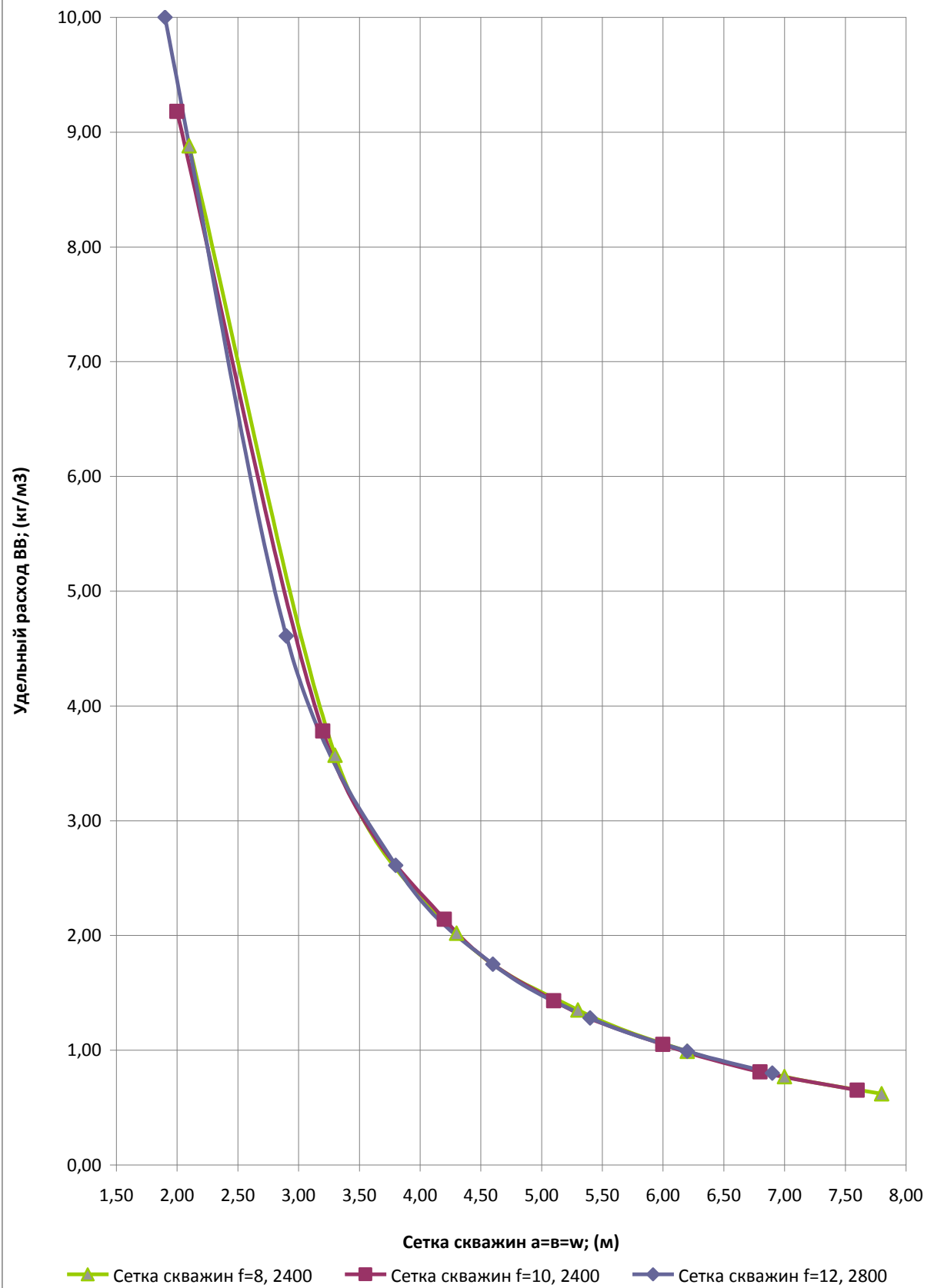








Графики изменения удельного расхода ВВ в зависимости от сетки скважин



2.3 Расчёт параметров буровзрывных работ и кусковатости взорванной горной массы с учётом категории разрабатываемых пород в диапазоне обеспечения необходимых условий эксплуатации экскаватора.

На первом этапе исследований установлена зависимость изменения удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) и параметры БВР, обеспечивающие заданную кусковатость взорванных пород ($D_{св}$) для основных типов вскрыши разреза «Тугнуйский» – трудно и средне взрывааемых пород. Эти расчёты позволят установить зависимость изменения величины удельных затрат на буровзрывное рыхление вскрышных пород от кусковатости взорванных пород.

Величина удельных затрат на буровзрывное рыхление вскрышных пород во многом определяются горнотехническими условиями ведения горных работ и в частности от степени обводнённой массива. Именно она фактически определяет конструкцию заряда в скважине, т.е. тип и количество ВВ. Расчёты по принятой методике позволят проследить величину затрат на БВР при применении различных типов взрывчатки для пород III и IV категории.

Характерными условиями разреза «Тугнуйский» при эксплуатации экскаватора Висугус-495HD с ковшом вместимостью 41,3 м³ для разработки вскрышных пород на автотранспорт прежде всего является категория разрабатываемых пород: трудно взрывааемые породы (категория IV) и средне взрывааемые породы (категория III). Другие условия приведены как исходные данные для расчёта. Результаты расчёта для указанных категорий пород представлены в табл. 2.17 и 2.18.

Исходные данные для расчета: Вариант №1 - 42(2); Категория IV:

- 1. Коэффициент сближения рядов скважин – 1; 2. Величина перебура - 2 м ;*
- 3. Коэф. крепости - 10; 4. Тип пород-10; 5. Плотность пород -2400кг/м³; 6. Диаметр средней естественной отдельности в массиве – 1,8 м; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV -я кат.); 8. Средняя стоимость ВВ - 23,75 руб/кг (Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80-26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг) 9.*

Средняя стоимость СВ - 1% от стоимости ВВ; 10. Объем блока – 386.000 куб.м; 11. Диаметр скважин – 250мм; Стоимость бурения – 170,00 руб/п.м.; 12. Высота уступа – 20м; 13. Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин (с переб.) -22 м.

Таблица 2.17 - Результаты расчета по варианту №1 - 42(2)

№ п/п	Д _{св} , мм	Сум. объем бурения, пм	Параметры БВР			
			Выход горн. массы с 1 скваж., V= a·h·W, м ³	Линия сопр. по подошве, м	Сетка скважин, а;в, м	Сред. уд. расход ВВ, кг/м ³
1	100	88,471	80,0	2	2 x 2	9,18
2	200	34,543	204,8	3,2	3,2 x 3,2	3,78
3	300	20,615	352,8	4,2	4,2 x 4,2	2,14
4	400	13,612	520,2	5,1	5,1 x 5,1	1,43
5	500	10,038	720,0	6	6 x 6	1,05
6	600	8,050	924,8	6,8	6,8 x 6,8	0,81
7	700	6,344	1155,2	7,6	7,6 x 7,6	0,65
8	800	5,423	1377,8	8,3	8,3 x 8,3	0,54
9	900	4,405	1656,2	9,1	9,1 x 9,1	0,46
10	1000	3,840	1920,8	9,8	9,8 x 9,8	0,40

Исходные данные для расчета: Вариант №2- 54; Категория III:

1. Коэффициент сближения рядов скважин – 1; 2. Величина перебура - 2 м ; 3. Коэф. крепости - 10; 4. Тип пород-10; 5. Плотность пород -2400кг/м³; 6. Диаметр средней естественной отдельности в массиве -1,5 м; 7. Коэф. трещиноватости -2(III-я кат.); 8. Средняя стоимость ВВ - 23,75 руб/кг (Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80-26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг). 9. Средняя стоимость СВ - 1% от стоимости ВВ; 10. Объем блока – 386.000 куб.м; 11. Диаметр скважин – 250мм; Стоимость бурения – 170,00 руб/п.м.; 12. Высота уступа – 20м; 13. Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин (с переб.)-22м.

Таблица 2.18 - Результаты расчёта по варианту №1 - 54

№ п/п	Д _{св} , мм	Сум. объем бурения, пм	Параметры БВР			
			Выход горн.массы с1 скваж., V = a·h·W, м ³	Линия сопр. по подошве, м	Сетка скважин, а;в, м	Сред. уд. расход ВВ, кг/м ³
1	100	67.089	105,8	2,3	2,3x2,3	6,49
2	200	24.754	288,8	3,8	3,8 x 3,8	2,68
3	300	14.336	500,0	5	5 x 5	1,52
4	400	9.764	744,2	6,1	6,1 x 6,1	1,02
5	500	7.448	1008,2	7,1	7,1 x 7,1	0,74
6	600	5.633	1312,2	8,1	8,1 x 8,1	0,58
7	700	4.446	1620,0	9	9 x 9	0,46
8	800	3.797	1960,2	9,9	9,9 x 9,9	0,33
9	900	3.254	2332,8	10,8	10,8 x 10,8	0,28
10	1000	2.837	2691,2	11,6	11,6 x 11,6	0,26

Графическая зависимость изменения величины удельного расхода ВВ от кусковатости взорванных пород для пород III и IV категории приведена на рис. 2.15.

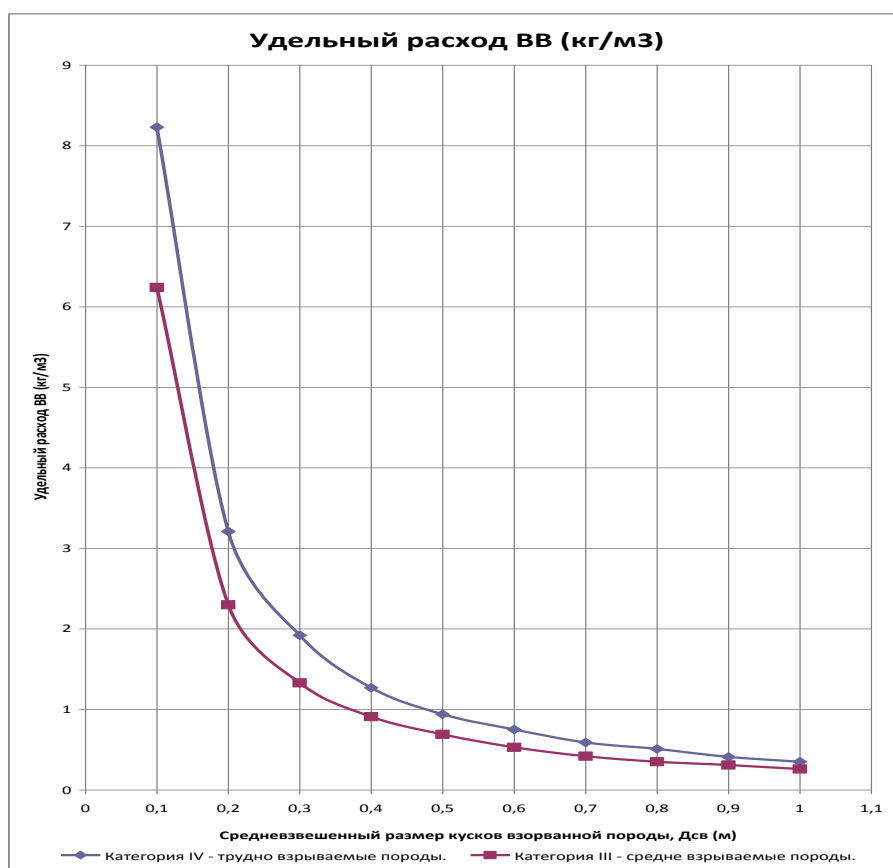


Рисунок 2.15 - Графики изменения величины удельного расхода ВВ от кусковатости взорванных пород для пород III и IV категории.

Напомним, график изменения сетки скважин ($a=v=w; m$) от величины удельного расхода $ВВ(кг/м^3)$ представлен в предыдущем разделе 2.2 (см. рис. 2.14).

Таким образом, установлены изменение удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) и параметры БВР, обеспечивающие заданную кусковатость взорванных пород ($Д_{св}$) для основных типов вскрыши разреза «Тугнуйский» – трудно и средне взрывааемых пород. Эти расчёты позволяют установить зависимость изменения величины удельных затрат на буровзрывное рыхление вскрышных пород от кусковатости взорванных пород.

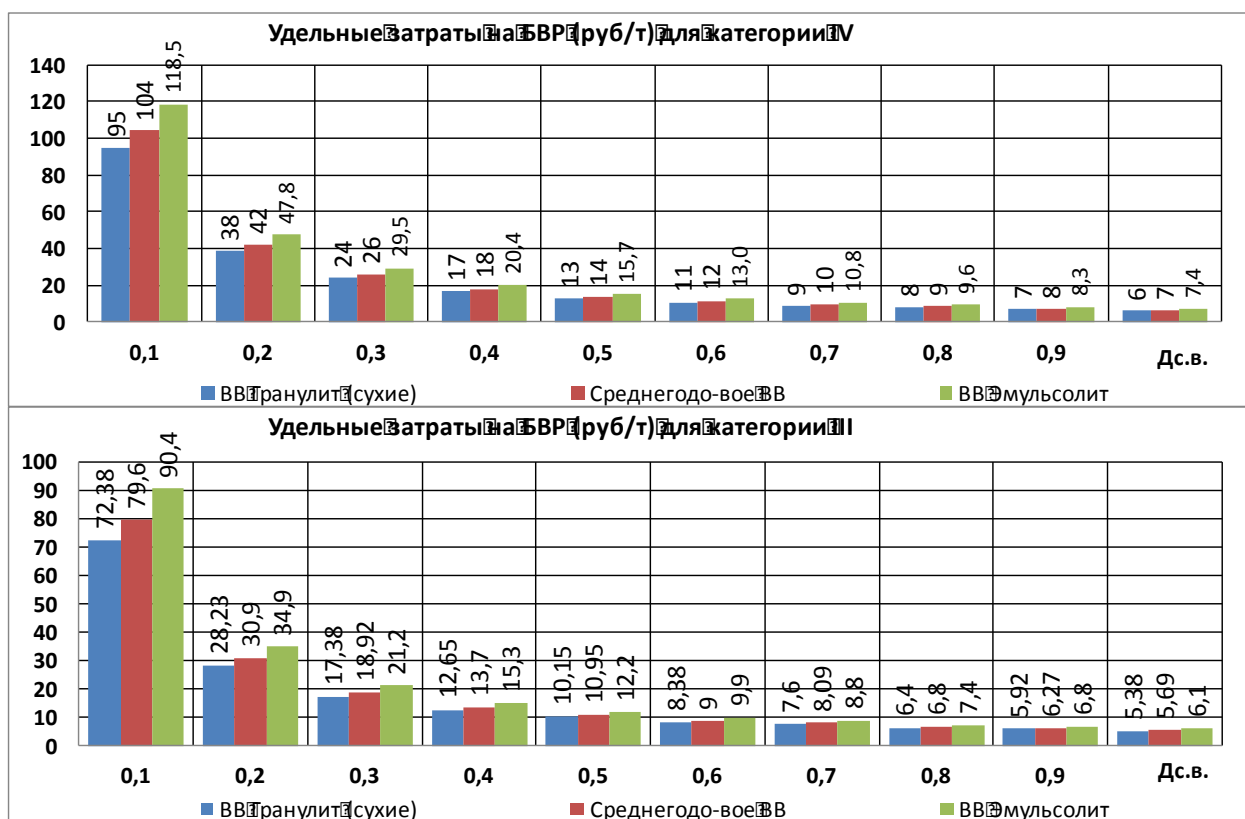


Рисунок 2.16- График изменения удельных затрат на БВР в зависимости от Дсв.

Для процесса экскавации гранулометрический состав разрабатываемых пород во многом является определяющим. Известно, что от кусковатости взорванных пород зависит производительность экскаватора, точнее величина коэффициента экскавации и время, затрачиваемое на набор

ковша (при достаточной высоте уступа), а производительность определяет величину затрат по процессу.

Влияние кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора изучалось и раньше, но объектом исследования являлись экскаваторы ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-10, При вместимости ковша экскаватора Busyrus-HD495 - 41,3 м³, установленные зависимости не работают. В их основе – величина выхода негабарита, а по известной формуле для указанного экскаватора негабаритом являются куски породы размером 2,77 м. Величина средней естественной отдельности в массиве коренных пород угольных разрезов (аргиллитов, алевролитов и песчаников) практически всегда меньше полученного значения размера негабарита, однако, без БВР вести горные работы нельзя.

В этой связи для решения вопроса по оптимизации параметров рассматриваемой технологии требуется решить следующие основные задачи:

1. Установить зависимость влияния гранулометрического состава взорванных вскрышных пород на производительность экскаватора, автотранспорта и бульдозера, а также на удельные затраты по этим процессам исследуемой технологии.

2. Определить величину средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород – $D_{св}$, обеспечивающую минимум суммарных издержек по всем основным процессам исследуемой технологии (БВР, экскавацию, транспортирование и отвалообразование) с учетом физико-механических свойств разрабатываемых пород и параметров применяемых технических средств.

3. По величине средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород – $D_{св}$ установить параметры БВР, обеспечивающие минимум суммарных издержек по всем основным процессам применяемой технологии, и главные технологические параметры этих процессов.

Таблица результатов расчета. Вариант №1
Таблица результатов расчета Категория IV; трудно взрываемые породы.

Исходные данные для расчета:

1. Коэффициент сближения рядов скважин – 1; 2. Величина перебура - 2 м ; 3. Коэф. крепости - 10; 4. Тип пород-10; 5. Плотность пород -2400кг/м³; 6. Диаметр средней естественной отдельности в массиве – 1,8 м; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV -я кат.); 8. Средняя стоимость ВВ - 23,75 руб/кг (Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80-26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг) 9. Средняя стоимость СВ - 1% от стоимости ВВ; 10. Объем блока – 386.000куб.м; 11. Диаметр скважин – 250мм; Стоимость бурения –170,00руб/п.м.; 12. Высота уступа – 20м; 13. Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин (с переб.) -22 м; 15. Средневзвешенный размер кусков взорванной породы Дсв:

100,200, 300,400, 500, 600, 700, 800, 900 и 1000 мм.

№ п/п	Дсв, мм	Сум.объем бурения, пм	Предполагаемый при расчете удельный расход ВВ , кг/куб.м	Линия сопр. по подошве, м	Рекомендуемая сетка сква-жин, а,в, м	Стоимость ВВ всего блока, руб	Стоимость 1 м ³ взорван. горн. массы руб	Стоимость бурения скажин	Расчетный. уд.расход ВВ, кг/м ³
1	100	73,521	9.18	2.3	2,3*2,3	51,094,372	164.68	12,498,543	5.67
2	200	32,306	3.78	3.5	3,5*3,5	22,456,088	72.39	5,492,126	2.49
3	300	17,908	2.14	4.7	4,7*4,7	12,443,727	40.1	3,044,372	1.38
4	400	12,504	1.43	5.7	5,7*5,7	8,693,130	28.03	2,125,692	0.96
5	500	9,078	1.05	6.7	6,7*6,7	6,309,274	20.34	1,543,351	0.70
6	600	6,952	0.81	7.6	7,6*7,6	4,831,277	15.57	1,181,966	0.54
7	700	5,898	0.65	8.4	8,4*8,4	4,100,224	13.22	1,002,738	0.46
8	800	4,756	0.54	9.3	9,3*9,3	3,305,607	10.65	808,656	0.37
9	900	4,115	0.46	10.1	10,1*10,1	2,860,622	9.22	699,555	0.32
10	1000	3,565	0.4	10.8	10,8*10,8	2,479,206	7.99	606,170	0.28

Таблица результатов расчета. Вариант №2
Таблица результатов расчета Категория III; средне взрываеемые породы.

Исходные данные для расчета:

**1. Коэффициент сближения рядов скважин – 1; 2. Величина перебура - 2 м ; 3. Коэф. крепости - 10; 4. Тип пород-10; 5. Плотность пород -2400кг/м3; 6. Диаметр средней естественной отдельности в массиве -1,5 м; 7. Коэф. трещиноватости -2(III-я кат.); 8. Средняя стоимость ВВ - 23,75 руб/кг (Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80-26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг). 9. Средняя стоимость СВ - 1% от стоимости ВВ; 10. Объем блока – 386.000куб.м; 11. Диаметр скважин – 250мм; Стоимость бурения –170,00руб/п.м.; 12. Высота уступа – 20м; 13. Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин (с переб.) -22 м. 15. Средневзвешенный размер кусков взорванной породы Дсв:
100,200, 300,400, 500, 600, 700, 800, 900 и 1000 мм.**

№ п/п	Дсв, мм	Сум.объем бурения, пм	Предполагаемый при расчете удельный расход ВВ , кг/куб.м	Линия сопр. по подошве, м	Рекомендуемая сетка сква-жин, а;в, м	Стоимость ВВ всего блока, руб	Стоимость 1 м3 взорван. горн. массы руб	Стоимость бурения скажин	Расчетный. уд.расход ВВ, кг/м ³
1	100	58,173	7.08	2.6	2,6*2,6	40,430,504	130.32	9,889,440	4.49
2	200	225,571	2.68	4.2	4,2*4,2	15,685,784	50.55	3,837,188	1.74
3	300	13,326	1.52	5.5	5,5*5,5	9,265,248	29.87	2,265,574	1.03
4	400	8,845	1.02	6.8	6,8*6,8	6,150,349	19.83	1,503,653	0.68
5	500	6,585	0.74	7.9	7,9*7,9	4,576,998	14.75	1,119,486	0.51
6	600	4,872	0.58	9	9*9	3,385,069	10.91	828,300	0.38
7	700	4,138	0.46	10	10*10	2,876,514	9.27	703,497	0.32
8	800	3,271	0.39	11	11*11	2,272,606	7.32	556,188	0.25
9	900	3,018	0.33	11.9	11,9*11,9	2,097,790	6.76	513,111	0.23
10	1000	2,604	0.28	12.9	12,9*12,9	1,811,729	5.84	442,708	0.20

2.4. Взаимосвязь горнотехнических условий разреза Тугнуйский, физико-механических свойств разрабатываемых пород и параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса.

Вопросы оптимизации параметров экскаваторно-автомобильных комплексов проводились неоднократно и возрождались, по мере развития и совершенствования основных процессов и механического оборудования, применяемого на карьерах. Главный вопрос, требующий решения при оптимизации, это влияние горнотехнических условий на производительность головной машины (учитывая изменения её конструкции, формы и вместимости ковша и т.п.), которая определяет производительность технологической схемы и величину удельных затрат. Применение на разрезе «Тугнуйский» экскаватора Bucyrus-495HD, который оснащён ковшом вместимостью $41,3 \text{ м}^3$, качественно изменило диапазон влияния исходных данных, т.е. горнотехнических условий на параметры процессов экскаваторно-автомобильных комплексов. Например, при расчёте по общепринятым формулам для экскаватора с ковшом $41,3 \text{ м}^3$ линейного размера негабаритного куска его величина составит 2,6м (средний размер естественной отдельности в массиве 1,5-1,8м), при этом рациональная степень взрывного дробления пород – 1,6, а удельный расход эталонного ВВ рекомендуется не более $0,5 \text{ кг/м}^3$. Следует также учитывать то обстоятельство, что в вопросах оптимизации решающее значение имеет современный масштаб цен.

Обобщение материалов ранее выполненных по выбранному направлению исследований работ, представленное в первой главе, и проведённые исследования изменения главного параметра процесса буровзрывной подготовки пород к выемке удельного расхода ВВ в зависимости от плотности пород, их прочностных свойств (коэффициента крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова, а также трещиноватости и блочности взрывааемых пород), позволило установить взаимосвязи

горнотехнических факторов и параметров экскаваторно-автотранспортного комплекса (рис.2.17).

Главными факторами, которые характеризуют физико-механические свойства разрабатываемых пород и определяющие параметры экскаваторно-автотранспортного комплекса являются: плотность пород – ρ , их пористость – m , коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова – f , а также коэффициент трещиноватости – K_t и блочность взрывааемых пород, которая оценивается по величине d_e – диаметр средней естественной отдельности взрывааемого блока вскрышных пород. Эти параметры используются в программе Blast Maker для определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы. На схеме показано стрелкой, что именно их величина определяет удельный расход ВВ – q , сетку скважин (a, b, w) и $d_{св}$ – средневзвешенный размер кусков взорванных пород, а установить степень его влияния на производительность экскаватора – $Q_{э}$ предстоящая задача исследований, предусмотренная в данной работе.

Параметр, обозначенный на рис. 2.17 как H_2O непосредственно не включён в указанную методику, но он характеризует степень обводненности взрывааемого массива и определяет тип ВВ, которые (с учётом необходимой бризантности ВВ) влияют на затраты по этому процессу – Цвв.

Если характеризовать основные процессы исследуемой технологии, то основным можно считать процесс буровзрывной подготовки пород к выемке. Он. Как это было представлено в предыдущих разделах этой главы, характеризуется такими параметрами, как $d_{скв}$ – диаметр скважин, $L_{скв}$ – глубина скважины и ещё такими параметрами, которые упомянуты выше ($q, a, b, w, d_{св}$).

Процесс экскавации характеризуется такими параметрами, как E – вместимость ковша экскаватора, H_u – высотой разрабатываемого уступа, $T_{ц}$ – временем цикла экскаватора при соответствующей организации работ (α – угол поворота экскаватора при погрузке), которые влияют на

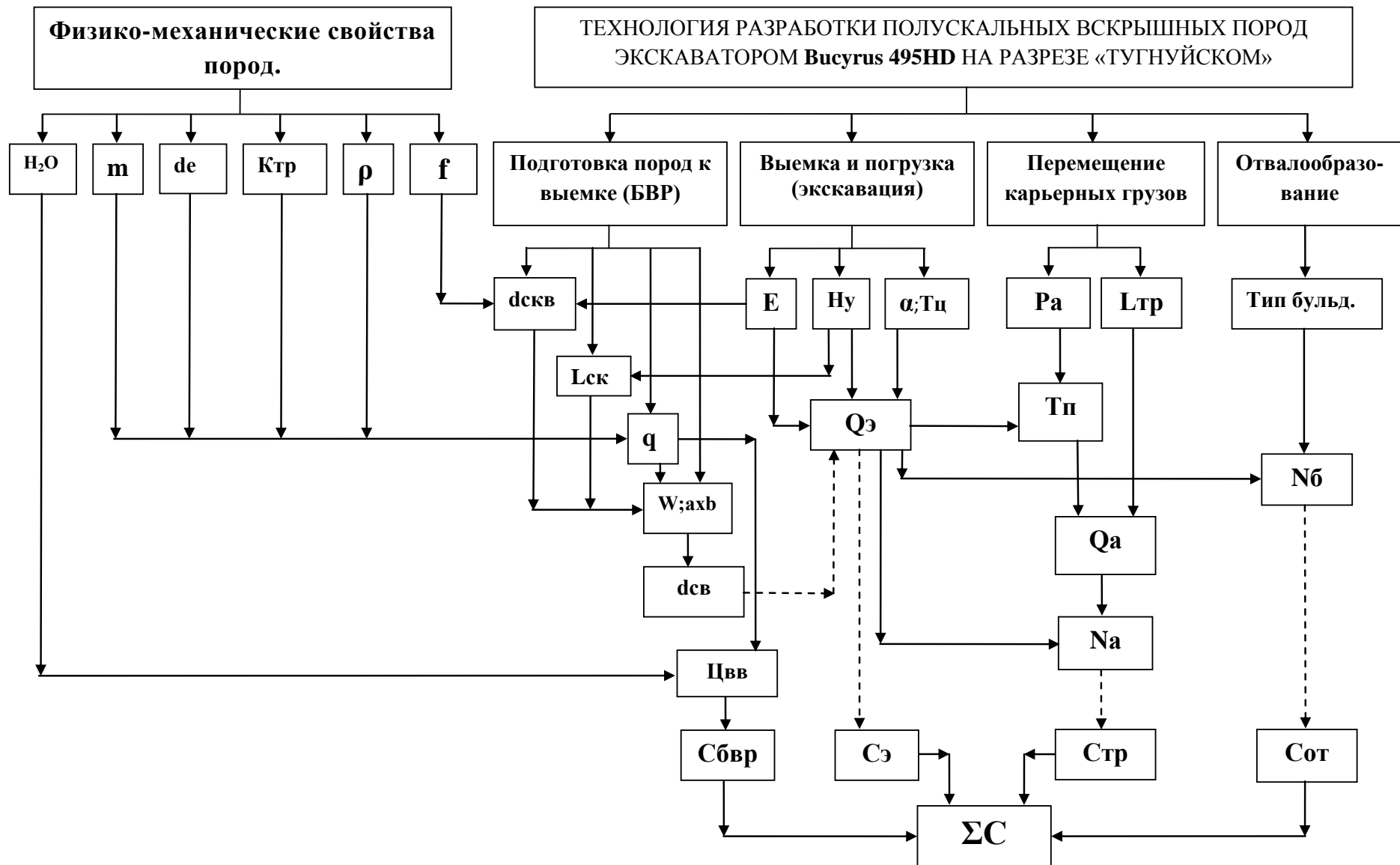


Рисунок 2.17 – Взаимосвязи горнотехнических факторов и параметров процессов исследуемой технологии.

производительность экскаватора – $Q_э$ и на затраты по процессу. Именно их изменение в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванных пород позволит установить минимум суммарных затрат по технологии и её оптимальные параметры.

Кроме того, величина $Q_э$ связана и определяет основные параметры следующего процесса – перемещение карьерных грузов, влияя на $T_п$ – время погрузки одного автосамосвала и на $N_а$ – количество автосамосвалов. С другой стороны количество автосамосвалов зависит от $Q_а$ – производительности одного автосамосвала, а она определяется его грузоподъемностью $P_а$, расстоянием транспортирования $L_{тр}$ и, опять же, $T_п$, которая также зависит от $d_{св}$ и определяют затраты на автотранспорт – $Стр$.

Процесс отвалообразования и затраты по процессу – $Сот$ напрямую зависят от $Q_э$, т.к. определяют количество бульдозеров при принятой систем организации процесса.

Таким образом, в соответствии с принятым построением работы, мы определим в зависимости от величины $d_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы как отдельные затраты по основным процессам: подготовка пород к выемке $С_{бвр}$, выемка и погрузка $С_э$, перемещение карьерных грузов $Стр$, отвалообразование $Сот$, так и $\Sigma С$ – суммарные затраты по технологии в целом. Установив их минимальное значение и соответствующее значение величины $d_{св}$, «обратным ходом» мы определим параметры каждого из процессов, которые обеспечивают минимальные издержки данной технологии в принятых к расчёту горнотехнических условиях эксплуатации комплекса.

Сплошными линиями на схеме изображены стрелки взаимосвязи параметров процессов и горнотехнических условий математические зависимости между которыми можно считать установленными, а пунктирными линиями показаны те взаимосвязи, которые для реализации поставленной в работе цели ещё следует установить. Главной и наиболее трудоемкой из них является зависимость изменения производительности

экскаватора от кусковатости взорванных пород. Решению этой задачи посвящён следующий раздел работы.

Выводы по главе 2.

1. Методика определения параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы, используемая в программе «Blast Maker», позволяет осуществить расчет удельного расхода ВВ и параметров БВР. Она основана на учёте прочностных свойств пород, трещиноватости массива и на обширном фактическом материале, полученном в ходе исследований, проведённых на карьерах горнодобывающих предприятий стран СНГ. Оценка гранулометрического состава взорванной горной массы производится на основе модели Кузнецова-Рамлера.

2. В соответствии с результатами расчётов:

– все установленные зависимости изменения удельного расхода ВВ от величины $D_{св}$ при различных значениях плотности взорванных пород, коэффициента крепости и коэффициента трещиноватости имеют вид монотонно убывающей гиперболической зависимости;

– величина удельного расхода ВВ при фиксированном значении плотности пород пропорционально возрастает с уменьшением величины $D_{св}$. При этом возрастание коэффициента крепости от 4 до 6 при $\rho=2000\text{кг/м}^3$, от 4 до 5 при $\rho=2200\text{кг/м}^3$ и от 6 до 12 при $\rho=2400\text{кг/м}^3$ практически не влияет на удельный расход ВВ.

3. В плане выполняемых в работе исследований по специальности 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)» главным выводом по этому разделу можно считать, что выполненные расчеты позволяют обеспечить определение всех параметров БВР и кусковатости взорванной горной массы для условий разреза «Тугнуйский» с учетом категории разрабатываемых пород в диапазоне обеспечения необходимых условий эксплуатации экскаватора.

4. Установлены изменение удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) и параметры БВР, обеспечивающие заданную кусковатость взорванных пород ($D_{св}$) для основных типов вскрыши разреза «Тугнуйский» – трудно и средне взрывааемых пород. Эти расчеты позволят установить зависимость

изменения величины удельных затрат на буровзрывное рыхление вскрышных пород от кусковатости взорванных пород.

5. Анализ принципов функционирования экскаваторно-автотранспортного комплекса для разработки полускальных пород на разрезе «Тугнуйский» в соответствии с принятым построением работы и с учётом материалов ранее выполненных работ позволил установить взаимосвязи параметров процессов и горнотехнических условий математические зависимости между которыми можно считать установленными, и те взаимосвязи, которые для реализации поставленной в работе цели ещё следует установить. Главной и наиболее трудоёмкой из них является зависимость изменения производительности экскаватора от кусковатости взорванных пород. Решению этой задачи посвящён следующий раздел работы.

3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРА Bucyrus-495HD.

3.1 Программа экспериментальных исследований и методика обоснования количества опытов для обеспечения математической достоверности результатов исследований

Для реализации идеи работы требуется решить ряд задач, главной из которых является установить зависимость влияния гранулометрического состава взорванных вскрышных пород на производительность экскаватора.

Для процесса экскавации гранулометрический состав разрабатываемых пород является определяющим. Известно, что от кусковатости взорванных пород зависит величина коэффициента экскавации и время, затрачиваемое на набор ковша. Ранее проведенные исследования степени влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора, где объектом исследования являлись карьерные мехлопаты ЭКГ-4,6, ЭКГ-8, ЭКГ-10, определяли в качестве значимых факторов содержание фракции 300-500мм и величину негабарита [34,75,87,102,106]. При вместимости ковша экскаватора Bucyrus-HD495 - 41,3 м³, установленные зависимости, как минимум, требуют уточнения. По известной формуле для экскаватора Bucyrus-HD495 негабаритом являются куски породы размером 2,77 м. Для вскрышных пород угольных разрезов (аргиллитов, алевролитов и песчаников) величина средней естественной отдельности в массиве обычно составляет 1,2 – 1,6м, что практически всегда меньше полученного значения размера негабарита, однако, без БВР вести горные работы вряд ли возможно. Следовательно, задача по выявлению зависимости влияния гранулометрического состава взорванных вскрышных пород на производительность экскаватора Bucyrus-HD495 с ковшом 41,3 м³ с целью построения графической зависимости изменения удельных затрат на экскавацию для минимизации издержек для всей технологии является актуальной.

Определения гранулометрического состава взорванных пород осуществлялось по фотографическому снимку области забоя экскаватора Busyrus-HD495 в карьере. Фотографирование производилось с помощью цифрового фотоаппарата. Распознавание и статистическая обработка для определения крупности кусков взорванных пород по фотографическому снимку осуществлялось с применением программного продукта «Split Analyzer» («Модуль определения гранулометрического состава взорванной горной массы»). Для этого в области съемки укладывалась мерная рамка (размером 3х4м) (рис. 3.1), все стороны которой с шагом 10см были закрашены черным цветом.

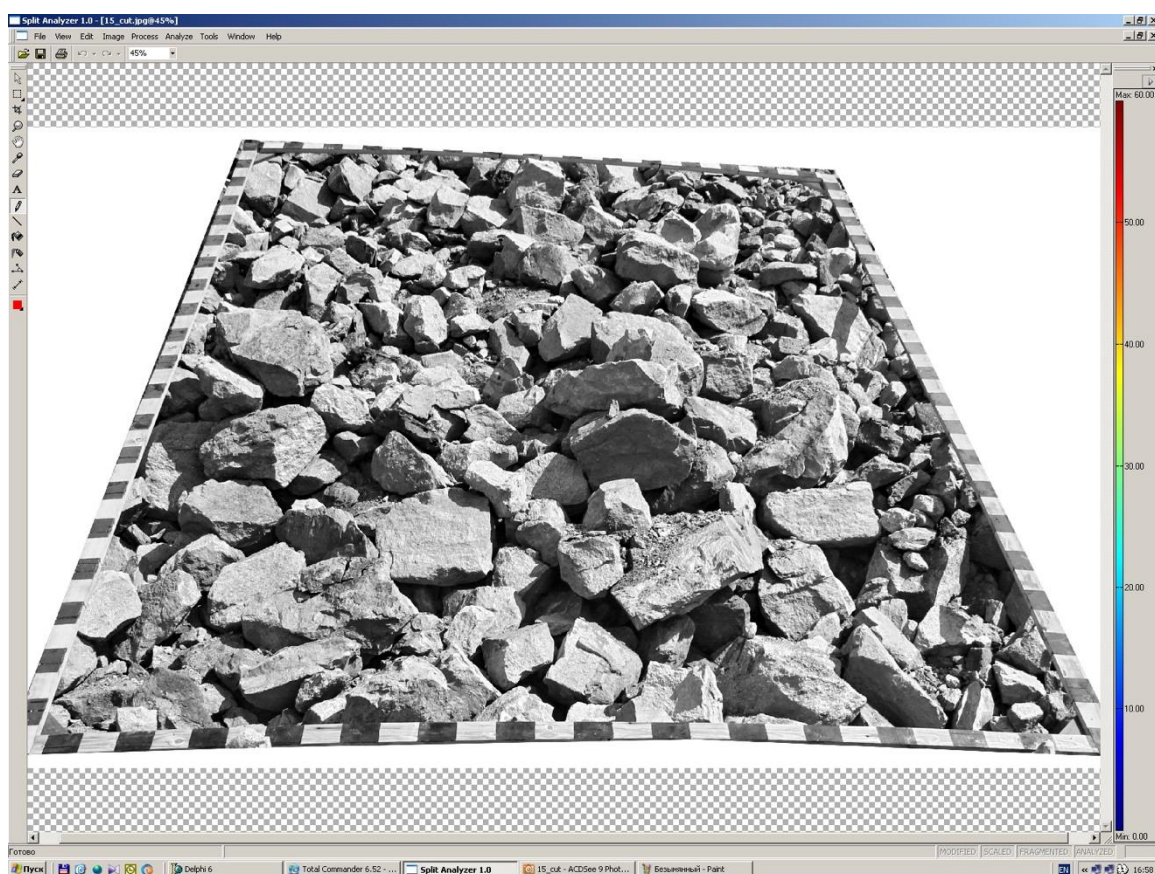


Рисунок 3.1- Фотографический снимок области забоя для определения грансостава взорванных пород.

Таким образом, на плоском снимке с помощью определённых методик можно рассчитывать пространственные коэффициенты пересчёта проекций кусков горной массы на истинный размер. В результате обработки исходного изображения с использованием фотопланиметрического метода расчёта крупности кусков взорванных пород определялись графические зависимости:

интегральное распределение (кумулятивная кривая) и относительное распределение (гистограмма) кусков взорванной горной массы.

Порядок проведения экспериментальных исследований влияния кусковатости взорванных пород на показатели работы экскаватора Bucyrus 495HD подразумевает хронометражные наблюдения за изменением параметров экскавации в зависимости от величины $D_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванных пород.

Программа исследований на разрезе «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК) предусматривает установление экспериментальных зависимостей:

- изменения времени наполнения ковша от величины $D_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванных пород кусковатости взорванных пород;
- изменения времени цикла экскаватора от величины $D_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванных пород кусковатости взорванных пород;
- изменения веса породы в ковше от величины $D_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванных пород;
- изменения производительности экскаватора Bucyrus 495HD от величины $D_{св}$ – средневзвешенного размера кусков взорванных пород.

Порядок проведения экспериментальных исследований:

1. Первая серия опытов.

Для одной из категорий вскрышных пород:

- а) Принимаем в соответствии с проектом проведения БВР необходимый удельный расход ВВ - q_1 и параметры (W , a , b , $l_{скв}$, $\varnothing_{скв}$);
- б) После взрывания экспериментально определяем гранулометрический состав взорванной горной массы и рассчитываем величину $D_{св}$ – средневзвешенный размер кусков;
- в) Экспериментально устанавливается:

- изменения времени наполнения ковша от величины Дсв;
- изменения времени цикла экскаватора от величины Дсв;
- изменения веса породы в ковше от величины Дсв;
- изменения производительности экскаватора Bucyrus 495HD от величины Дсв.

2. Вторая серия опытов. Для другой категории вскрышных пород выполняются исследования по пунктам а), б) и в). Общее количество серий опытов должно соответствовать числу категорий вскрышных пород на разрезе.

Достоверность результатов исследований достигается за счет необходимого количества опытов в каждой серии.

Количество проб для получения достоверного результата определяется по данным предварительной серии опытов [22, 28]. Допустим, в результате первых трёх опытов определённой серии эксперимента установлена величина исследуемого параметра, например Дсв – средневзвешенный размер кусков взорванных пород.

Далее вычисляется среднеарифметическое значение этой величины:

$$a = \frac{R_{1i} + R_{2i} + R_{3i}}{3}, \% \quad (3.1)$$

Определяется среднеквадратичное отклонение, которое характеризует неоднородность определяемого показателя и величину ошибки:

$$S \sigma = \sqrt{\frac{(a - R_{1i})^2 + (a - R_{2i})^2 + (a - R_{3i})^2}{n - 1}} \quad (3.2)$$

Для сравнения результатов определения неоднородности исходного показателя при различных опытах вычислялся вариационный коэффициент:

$$C = \frac{100 \cdot \sigma}{a}, \% \quad (3.3)$$

Количество опытов в зависимости от величины вариационного коэффициента, заданной точности опробования и допустимой погрешности рассчитывается по формуле:

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1-p) \cdot 100]^2}, \quad (3.4)$$

где

- p – требуемая вероятность 0,8; 0,9; 0,95;
- K – коэффициент гарантии заданной точности принимается соответственно значениям p : 1,3; 1,65; 2,0.

Количество опытов рассчитывается для получения достоверного результата по каждой серии эксперимента. Если минимальное количество опытов больше трёх (предварительной серии), производилось дополнительное измерение и повторный расчёт. Если воспроизвести условия серии опытов не возможно, результаты замеров исключаются, серия опытов повторяется с увеличенным количеством опытов в предварительной серии.

Все дальнейшие расчёты производятся по средним значениям установленного параметра, полученного в результаты эксперимента.

Результаты экспериментальных данных при установлении функциональной зависимости между двумя величинами x и y для опытных данных x_1, x_2, \dots, x_n соответствующим y_1, y_2, \dots, y_n проводятся по методу наименьших квадратов. Тип функции $y=f(x)$ устанавливался на основании теоретических предпосылок, путем подбора соответствующих кривых методом выравнивания.

Точность теоретической зависимости оценивается величиной ошибки, которая определялась по формуле:

$$\Delta y = y_i - f(x_i),$$

где

- Δy – ошибка опыта;
- y_i – среднее значение в опыте;
- $f(x_i)$ – теоретическое значение.

Среднеквадратическое отклонение определяется по формуле:

$$S \sigma' = \sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}} \quad (3.5)$$

Для заданной зависимости определялся коэффициент вариации:

$$K_{\text{вар}} = \frac{\sigma' \cdot 100\%}{\bar{y}} = \frac{100}{m} \cdot \sum \frac{\sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}}}{f(x_i)}, \quad (3.6)$$

где

- m – число групп, на которые разбивается исследуемый диапазон функций;
- n – число замеров в группе.

3.2 Экспериментальные исследования влияния кусковатости взорванных пород на показатели работы экскаватора Bucyrus 495HD

3.2.1 Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации на примере исследования изменения веса породы в ковше

Разрез «Тугнуйский» – предприятие, оснащённое спецтехникой и эффективно применяющее компьютерные технологии. В настоящее время там реализованы и успешно применяются две современные системы: анализа энергоёмкости бурения и проектирования буровзрывных работ «Blast Maker» и автоматизированная система диспетчеризации (АСД) «Карьер». Система «Blast Maker» (BM) позволяет проектировать параметры буровзрывных работ (БВР) в соответствии с фактическими условиями их проведения, учитывая физико-механические свойства взрывааемых пород и степень их обводнения по данным, полученным при обурировании конкретного блока. Кроме того, на основании фотопланогамм, т.е. фотографий взорванных пород с масштабирующей рамкой программа BM, она позволяет в процессе исследования определять гранулометрический состав в зависимости от параметров БВР и физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Система АСД «Карьер» – автоматическая система диспетчеризации в любой момент времени позволяет отслеживать работу экскаватора, создает базу данных о затратах времени на каждый цикл экскавации (включая фиксацию веса породы в ковше). Следует сразу сказать, что система АСД «Карьер» осуществляет фиксацию веса породы в ковше и загруженность автосамосвала в тоннах, что позволяет избежать пересчёта этих показателей в кубометры с применением коэффициентов разрыхления породы при взрыве, в ковше экскаватора и т.п.

Используя эти современные системы при проведении исследования влияния кусковатости взорванных пород на время набора ковша, времени цикла экскаватора, веса породы в ковше экскаватора Bucyrus-495HD (с

ковшом вместимостью 41,3 м³) и на производительность экскаватора в горнотехнических условиях разреза был разработан, а в последствии запатентован, специальный **«Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации»**.

Изобретение относится к горной промышленности, в частности к открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Известен способ определения гранулометрического состава (далее грансостава) непосредственно на поверхности дроблёных пород с использованием мерной ленты [6].

На поверхность измельчённой породы накладывают масштабную линейку (мерную ленту с делениями или геодезическую рейку). Развал дроблённой породы с масштабной линейкой фотографируют. По фотографии (фотопланограмме) определяют количество и длину кусков по линии их пересечения с мерной лентой. Грансостав дроблённой породы определяют путём разделения по классам крупности в зависимости от величины отношения размера пересекаемых кусков к длине масштабной линейки.

Недостатком этого способа является значительная трудоёмкость определения грансостава, высокая степень опасности исследований, создание помех ведению горных работ и отсутствие оперативности учёта изменения кусковатости при варьировании свойств пород. Кроме того, этому способу присуща низкая точность измерения грансостава дроблённой породы. Если мерная лента пересечёт угол куска породы площадью 1 м² и её длина на куске будет равна 1 дециметру, за расчётный размер этого куска будет принят 1 квадратный дециметр, т.е. размер куска будет занижен в сто раз.

Наиболее близким к заявляемому по технической сущности и достигаемому результату является способ определения грансостава раздробленной породы в карьерах [68], включающий в себя использование фотопланограммы поверхности раздробленной породы и определение гранулометрического состава путём разнесения по классам крупности. При

этом на поверхности развала дроблёной горной массы в карьере в любом доступном месте располагают произвольно ориентированный масштабирующий прямоугольник с произвольно выбираемыми длинами сторон, фотографируют под любым углом, фотоплогограмму вводят в компьютер, на ней формируют четырёхугольный расчётный контур произвольного размера, не связанного с размерами и местоположением масштабирующего прямоугольника, оконтуривают площади кусков породы, задают классы крупности, в пределах расчётного контура с использованием компьютерной программы определяют гранулометрический состав раздробленной породы разнесением по классам крупности отношений площадей кусков породы к площади расчётного контура.

Недостатками этого способа определения грансостава являются недостаточная точность результата, связанная с формированием фотоплогограммы поверхности раздробленной породы в доступном месте, а не в забое, отсутствие возможности его использования в промышленных масштабах карьера, при значительной производительности выемочно-погрузочного оборудования и резко меняющейся кусковатости пород в связи с изменчивостью их свойства в массиве, требующих многократной фотосъемки разрабатываемых пород, что исключается в условиях непрерывной работы оборудования, без угрозы травмирования исследователей.

Технический результат заключается в значительном снижении трудоёмкости определения грансостава раздробленной породы при оценке его влияния на технологические параметры экскавации, оперативности получения результата, обеспечении безопасности исследований, исключении помех ведению горных работ и своевременности учёта изменения кусковатости при изменении свойств пород для планирования эффективной буровзрывной подготовки пород к выемке.

Указанный технический результат достигается тем, что в способе определения влияния гранулометрического состава породы на параметры

экскавации, включающем использование фотопланограммы поверхности раздробленной породы и определение гранулометрического состава путём разнесения по классам крупности, с применением произвольно ориентированного масштабирующего прямоугольника с произвольно выбираемыми длинами сторон уложенного на поверхности развала отбитой горной массы в карьере, согласно заявляемому изобретению, сначала формируют фотопланограммы, путём многократного фотографирования взорванной породы непосредственно в забое, определяют гранулометрический состав и выбирают критерий гранулометрического состава, затем создают эталонные фотопланограммы путем разделения всего диапазона изменения величины критерия гранулометрического состава пород на 3-5 групп, после чего осуществляют хронометражные исследования технологического параметра выемочно-погрузочных работ в процессе экскавации и фиксируют соотношение технологического параметра выемочно-погрузочных работ и критерия гранулометрического состава раздробленной породы, визуально сравнивая фактический грансостав в забое с эталонными фотопланограммами, на которых этот критерий определён заранее, далее устанавливают математическую зависимость изменения исследуемого технологического параметра выемочно-погрузочных работ от критерия гранулометрического состава раздробленной породы, при этом возможные ошибки визуального разделения грансостава компенсируют большим количеством опытов, а достоверность результата подтверждают расчётом с применением методов математической статистики.

– Сущность изобретения поясняется чертежами, где на рис. 3.2 показана исходная фотография раздробленной породы в конкретных горнотехнических условиях с расположением на её поверхности масштабирующей рамки прямоугольной формы размером 3х4м, каждая сторона которой через 10 см закрашена чёрной краской; на рис. 3.3 и рис. 3.4

– графические зависимости параметров гранулометрического состава: интегральное распределение (кумулятивная кривая) и относительное

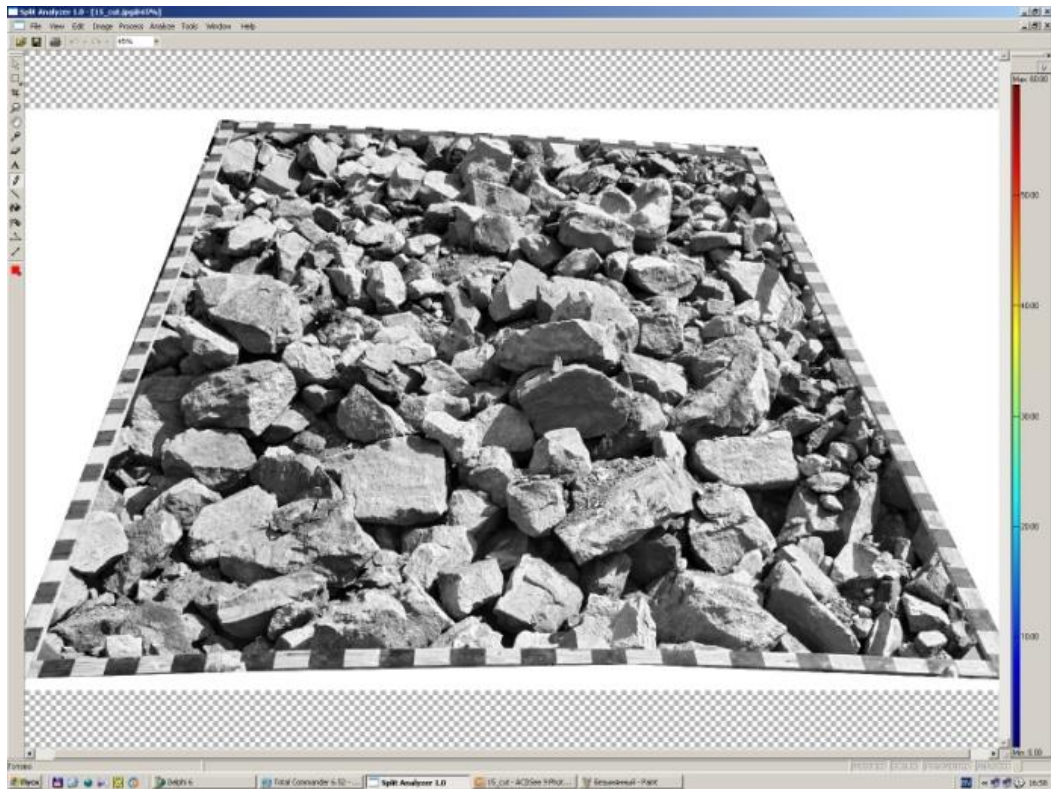


Рисунок 3.2 - Фотография раздробленной породы в забое с расположением на её поверхности масштабирующей рамки.

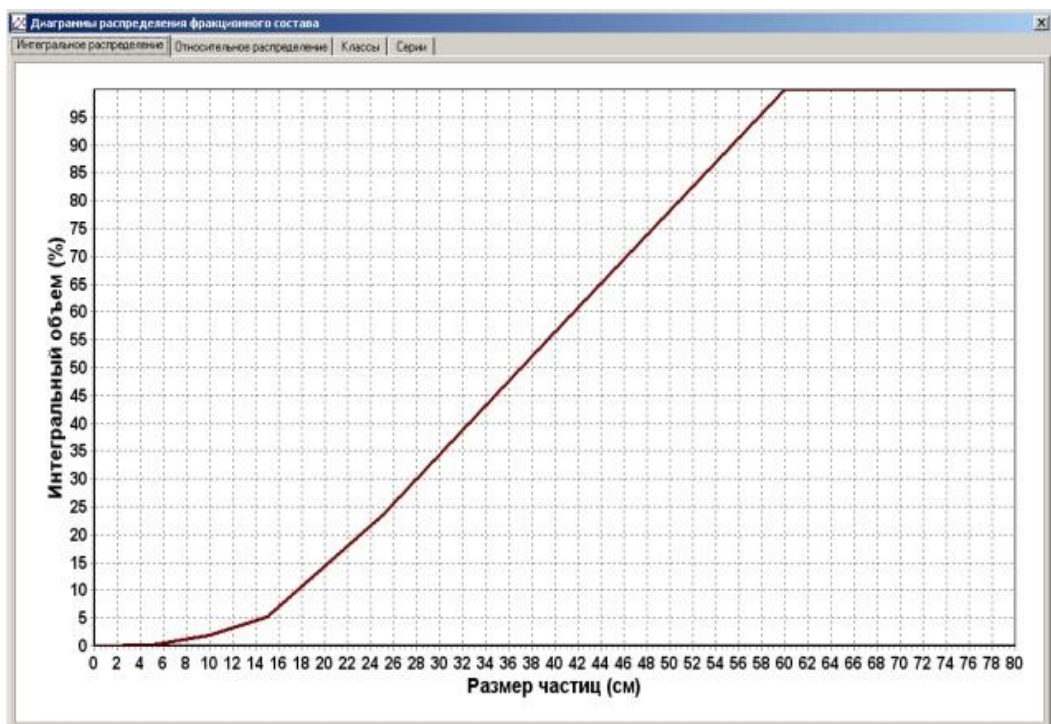


Рисунок 3.3 - Интегральное распределение (кумулятивная кривая) granulометрического состава.

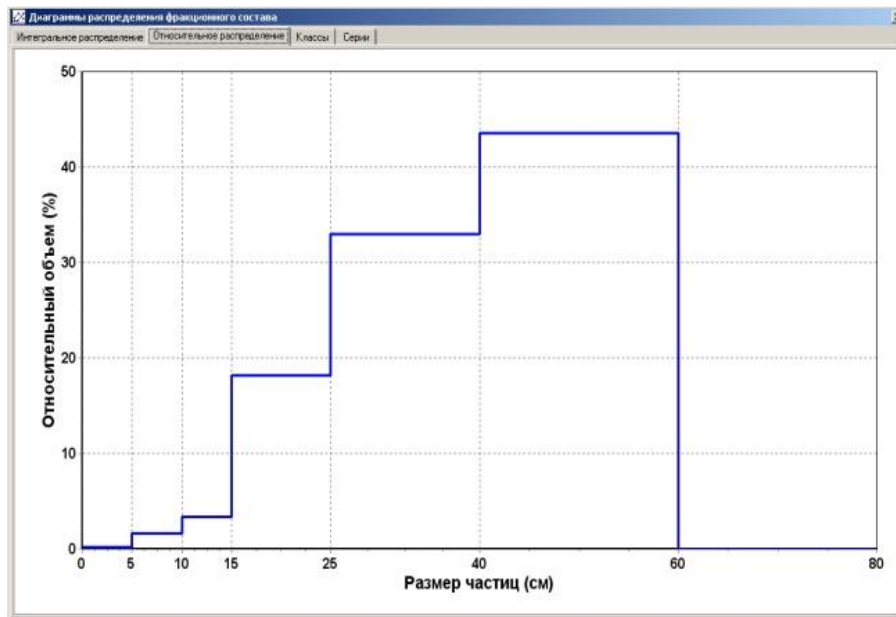


Рисунок 3.4 – Относительное распределение (гистограмма) кусков взорванной горной массы.

распределение (гистограмма) кусков взорванной горной массы; на рис. 3.5, рис. 3.6, рис. 3.7, рис. 3.8 и рис. 3.9 – типовые фотопланограммы гранулометрического состава раздробленной породы, которые характеризуются величиной средневзвешенного размера кусков ($D_{св}$) 0,192 м; 0,350 м; 0,485 м; 0,700 м; 1,050 м соответственно.



Рисунок 3.5 – Типовая фотопланограмма гранулометрического состава раздробленной породы, которая характеризуются величиной средневзвешенного размера кусков $D_{св}= 0,192$ м.

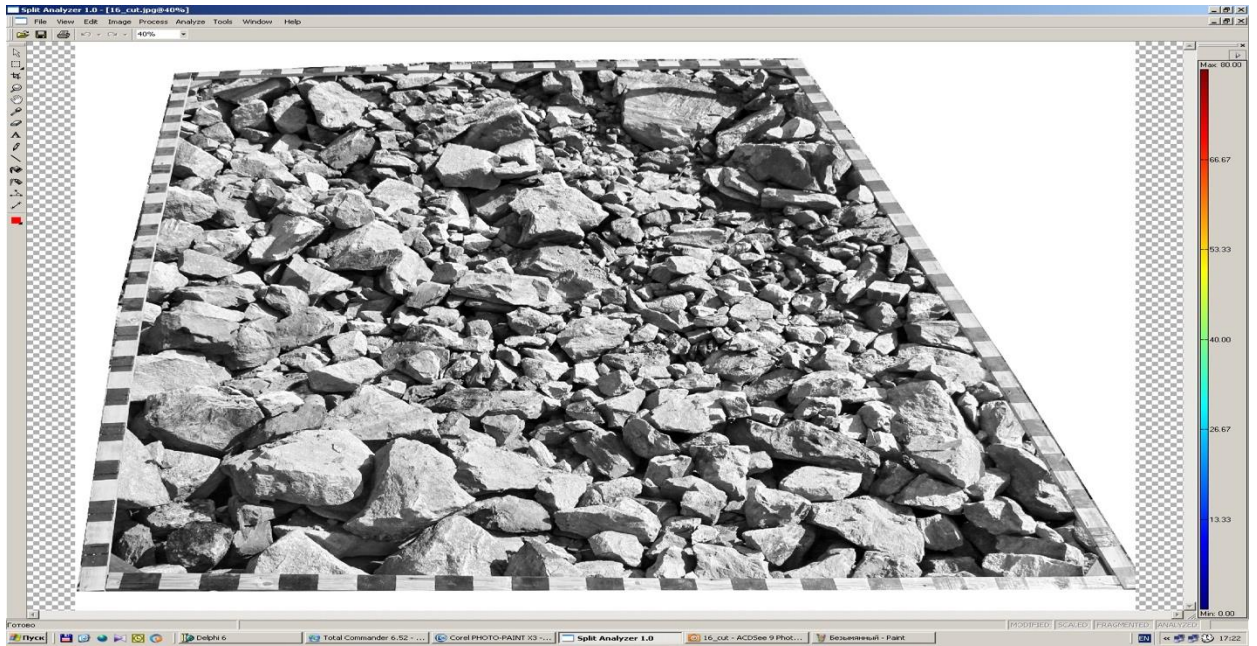


Рисунок 3.6 – Типовая фотопланограмма гранулометрического состава раздробленной породы, которая характеризуется величиной средневзвешенного размера кусков $D_{св}= 0,350$ м.

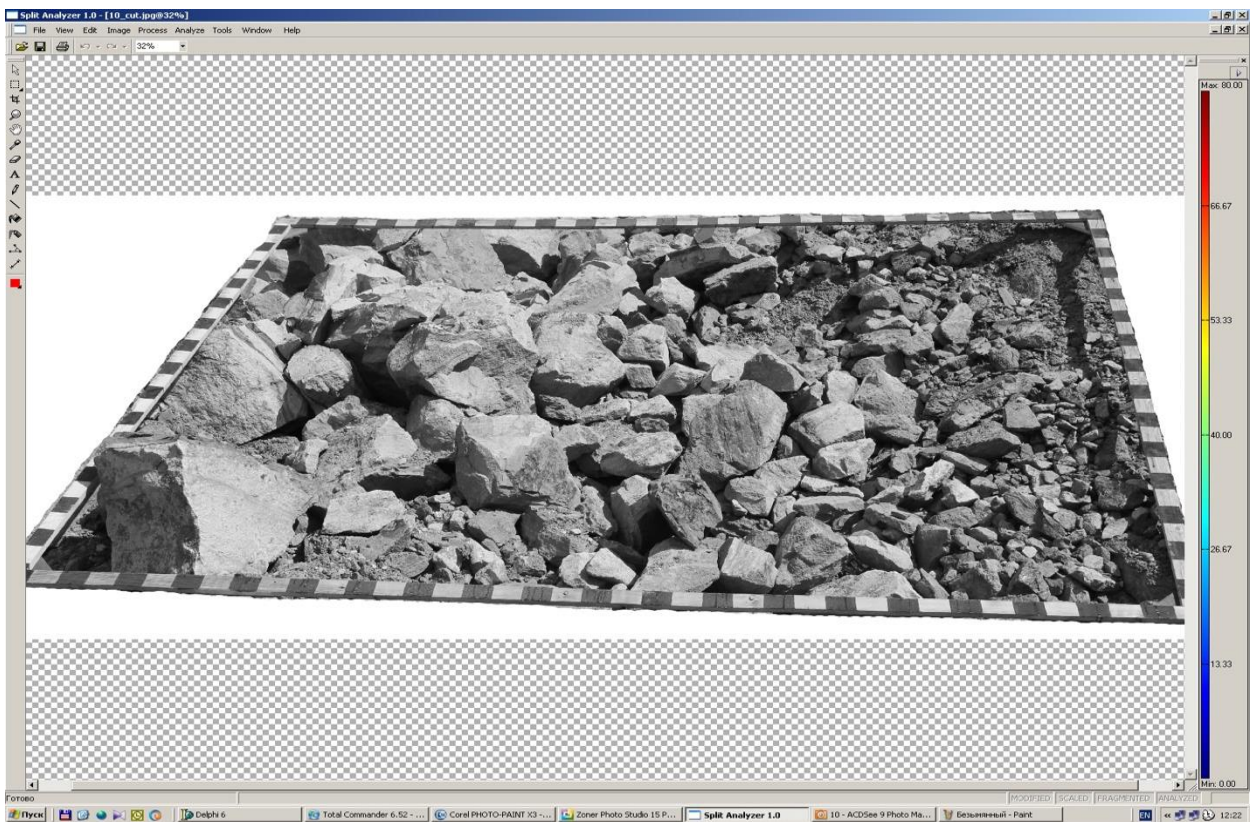


Рисунок 3.7 – Типовая фотопланограмма гранулометрического состава раздробленной породы, которая характеризуется величиной средневзвешенного размера кусков $D_{св}=0,485$ м.



Рисунок 3.8 – Типовая фотопланограмма гранулометрического состава раздробленной породы, которая характеризуется величиной средневзвешенного размера кусков $D_{св} = 0,700$ м.

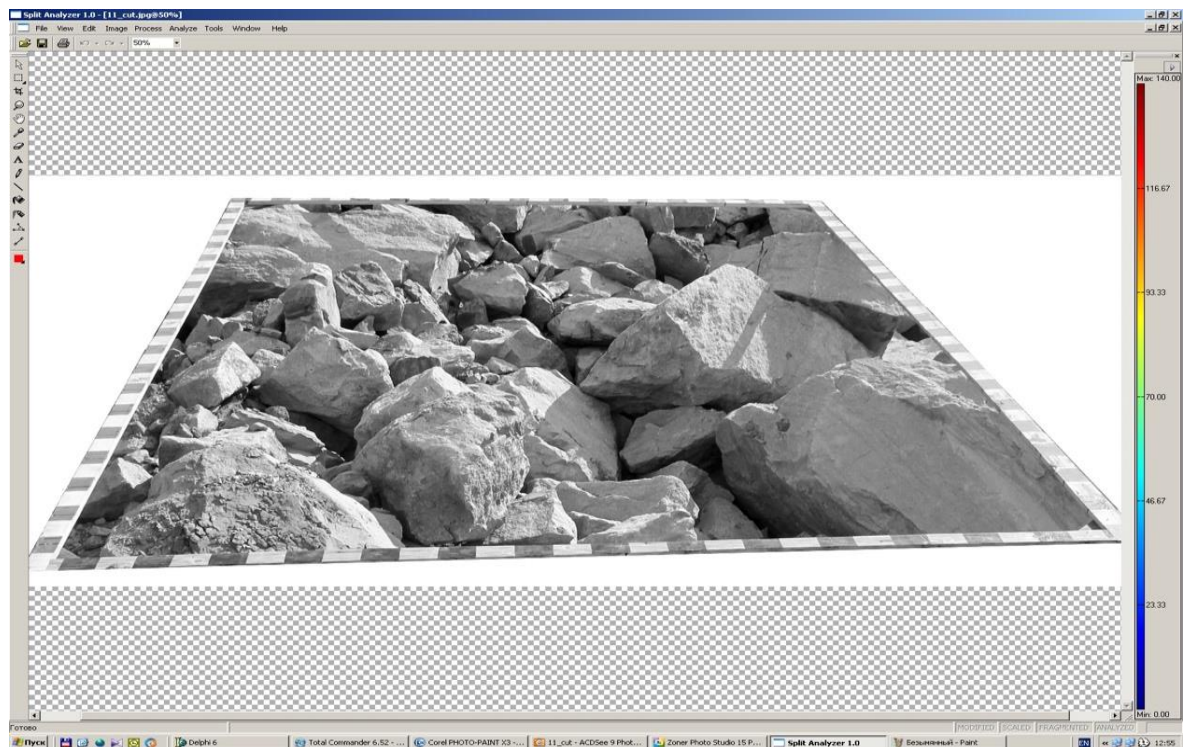


Рисунок 3.9– Типовая фотопланограмма гранулометрического состава раздробленной породы, которая характеризуется величиной средневзвешенного размера кусков $D_{св} = 1,050$ м.

Способ осуществляют следующим образом:

Первоначально подготавливают фотопланограммы дроблёных горных пород путем многократного фотографирования взорванных пород забоя в период простоя или регламентированных перерывов в работе оборудования (экскаватора) в конкретных горнотехнических условиях с расположением на поверхности масштабирующей рамки прямоугольной формы. Многократность фотографирования взорванных пород забоя необходима для того, чтобы установить весь диапазон гранулометрического состава взорванных пород. С этой же целью фотографирование взорванных пород производится именно в забое, а не в каком-то другом доступном месте. Период фотографирования – во время простоя или регламентированных перерывов в работе оборудования (экскаватора) выбирают из условий обеспечения безопасности исследований и исключения помех ведению горных работ.

Для всех фотопланограмм определяют грансостав: интегральное распределение (кумулятивная кривая) или относительное распределение (гистограмма) кусков взорванной горной массы и выбирают критерий гранулометрического состава раздробленной породы. Им могут быть: средневзвешенный размер кусков взорванной горной массы - $D_{св}$, выраженный в м, см или мм; содержание крупных кусков в продукте дробления (d_5 - размер крупных кусков, содержание которых составляет 5% от общего объема); содержание мелких кусков от 0 мм до определенного размера (например, выход фракции 0-2мм – остаток на сите 2мм, R_2 . %); содержание определенной фракции, например, 300-500 мм, выраженное в % и т.п.

Далее создают эталонные фотопланограммы. Для этого весь диапазон величины критерия гранулометрического состава раздробленной породы в данных горнотехнических условиях разделяют следующим образом: определяют минимальное, максимальное и среднее его значение. Фотопланограммы, которые соответствуют этим значениям величины

критерия гранулометрического состава раздробленной породы, становятся эталонными.

С целью получения более точного результата, целесообразно, добавить ещё две эталонные фотопланограммы, для которых величина критерия гранулометрического состава раздробленной породы примерно соответствует среднеарифметическому значению минимального и среднего, а также максимального и среднего его значения.

Увеличение количества групп обеспечивает большую точность результата, но при этом становится труднее визуально разделять грансостав соседних групп. Как показал опыт, для чёткого визуального разделения гранулометрического состава пород с помощью эталонных фотопланограмм., их количество должно разделять диапазон грансостава не более, чем на 5 групп.

Эталонные фотопланограммы позволяют визуально, на основании сравнения с эталонной фотографией оперативно осуществлять определение величины выбранного критерия гранулометрического состава раздробленной породы в навале, в забое или в ковше экскаватора.

Гранулометрический состав раздробленных пород обычно определяют в связи с исследованием его влияния на определённый параметр, характеризующий процесс экскавации, например на вес породы в ковше экскаватора, производительность экскаватора, время цикла или наполнения ковша, удельный расход взрывчатых веществ и т.п. Для этого осуществляют хронометражные наблюдения, в процессе которых фиксируют соотношение исследуемого технологического параметра выемочно-погрузочных работ и критерия гранулометрического состава раздробленной породы, визуально сравнивая фактический грансостав в забое с эталонными фотопланограммами, на которых этот критерий определён заранее.

Далее устанавливают математическую зависимость, связывающая изменение этих величин. Затем, используя методы математической статистики, задавшись величиной требуемой вероятности расчётов и

коэффициентом гарантии заданной точности определяют необходимое количество опытов для заданной точности и производят оценку достоверности результатов расчета по установленной зависимости.

При установлении искомой зависимости возможные ошибки визуального разделения компенсируются большим количеством опытов (которые, например, производятся из кабины машиниста экскаватора) и применением методов математической статистики, которые позволяют определить приемлемость полученных данных.

Пример конкретного применения заявляемого способа для определения зависимости изменения веса породы в ковше от величины $D_{св}$ - средневзвешенного размера куска взорванной горной массы.

Фотографирование взорванного массива производилось на ОАО «Разрез «Тугнуйский» в забое экскаватора Bucyrus-495HD в период проведения его планового ремонтного и технического обслуживания в безопасных условиях с помощью цифрового фотоаппарата. Распознавание и статистическая обработка для определения крупности кусков взорванных пород по фотографическому снимку осуществлялись с применением программного продукта «Split Analyzer» («Модуль определения гранулометрического состава взорванной горной массы»). В результате обработки исходного изображения определялись графические зависимости: интегральное распределение (кумулятивная кривая) и относительное распределение (гистограмма) кусков взорванной горной массы (см. рис. 3.2; рис. 3.3 и рис. 3.4).

Далее была произведена типизация кусковатости взорванных пород по величине средневзвешенного размера кусков взорванных пород ($D_{св}$). Для четкого визуального разделения всего диапазона кусковатости пород в данных горнотехнических условиях грансостав взорванных вскрышных пород был разделён на 5 групп (фотографии приведены на рис. 3.5-3.9).

Типизация кусковатости позволила, осуществлять определение гранулометрического состава дробленых пород на основании визуального

сравнения с эталонными фотопанограммами. Возможные ошибки визуального разделения компенсированы большим количеством опытов, а применение методов математической статистики позволило получить достоверный результат и приемлемость полученных данных. Один из примеров применения предлагаемого способа оперативного определения величины $D_{св}$ - средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы и степени ее влияния на вес породы в ковше экскаватора Bucyrus 495HD, который непосредственно влияет на его производительность, представлен в таблице 1.

При проведении хронометражных наблюдений исследуемый технологический параметр фиксировался в зависимости от кусковатости, которая учитывалась номером группы по предложенной типизации. Результаты хронометражных замеров изменения веса породы в ковше экскаватора от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы приведены в табл. 3.1.

Используя методы математической статистики, задавшись величиной требуемой вероятности расчетов $p = 0,9$ и коэффициентом гарантии заданной точности $K = 1,65$ по известным зависимостям определяем необходимое количество опытов для заданной точности результата. Результаты расчёта показали, что фактически произведенных замеров достаточно для принятой точности результата.

Далее, на основании обработки результатов эксперимента по способу «наименьших квадратов», для проведения расчётов принимаем зависимость:

Таблица 3.1

№ п/п	Группа гран-состава (эталон)	Вес породы в ковше (хроном.), тонн	№ п/п	Группа гран-состава (эталон)	Вес породы в ковше (хроном.), тонн
1	1	99	34	3	75
2	1	88	35	3	72
3	1	91	36	3	73
4	1	89	37	3	65
5	1	87	38	3	76

№ п/п	Группа гран-состава (эталон)	Вес породы в ковше (хроном.), тонн	№ п/п	Группа гран-состава (эталон)	Вес породы в ковше (хроном.), тонн
6	1	88	39	3	70
среднее	Д_{св}=19,2см	90,33	40	3	73
7	2	87	41	3	73
8	2	72	42	3	66
9	2	82	среднее	Д_{св}=48,5см	71,22
10	2	84	43	4	62
11	2	80	44	4	67
12	2	81	45	4	64
13	2	76	46	4	61
14	2	76	47	4	64
15	2	83	48	4	64
16	2	81	49	4	61
17	2	85	50	4	64
18	2	78	51	4	66
19	2	81	52	4	65
20	2	83	53	4	64
21	2	83	54	4	64
22	2	80	55	4	69
23	2	79	56	4	69
18	2	78	57	4	67
24	2	77	58	4	64
20	2	87	59	4	65
среднее	Д_{св}=35,0см	80,65	среднее	Д_{св}=70,0см	64,71
25	3	67	60	5	57
26	3	77	61	5	56
27	3	73	62	5	58
28	3	67	63	5	60
29	3	69	64	5	37
30	3	73	65	5	64
31	3	73	66	5	60
32	3	73	среднее	Д_{св}=105,0см	56,00
33	3	67			

$$G=56,65:Д_{св}^{0,287}, T \quad (3.7),$$

где

- G - вес породы в ковше, T
- Д_{св} - величина средневзвешенного размера кусков, м.

Оценка достоверности результатов расчёта по установленной зависимости (3.7) произведена по известной методике. Она характеризуется значениями среднеквадратического отклонения $\sigma'=2,40$ и коэффициента вариации $K_{\text{вар}}=3,31\%$.

Таким образом, предлагаемый способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации в значительной степени снижает трудоёмкость определения грансостава, исключает помехи ведению горных работ, обеспечивает оперативность получения результата, безопасность исследований и своевременность учёта изменения свойств пород при планировании буровзрывной подготовки пород к выемке.

3.2.2 Экспериментальные исследования изменения времени наполнения ковша от кусковатости взорванных пород

В результате экспериментальных исследований, проводимых в августе 2013г. на разрезе «Тугнуйский», были получены следующие данные (табл. 3.2).

Таблица 3.2 - Хронометраж изменения времени наполнения ковша и времени цикла при различной кусковатости взорванных пород.

№ п/п	Выемка и погрузка								
	Цикл №1			Цикл №2			Цикл №3		
	Гран состав	Время		Гран состав	Время		Гран состав	Время	
		тн	Тц		тн	Тц, сек		тн	Тц
1	3,4	9,36	45,71	3,4	11,91	33,44	3,4	9,33	28,07
2	-	-	-	3,4	12,91	22,35	4	13,24	29,2
3	3	7,28	15,07	3	13,14	21,04	3	12,14	34,36
4	3	11,32	22,05	3	9,85	32,16	4	10,72	32,32
5	3	17,00	28,19	3	8,6	31,5	?	11,18	36,57
6	4	15,3	22,66	3	12,49	31,18	3,4	10,70	29,33
7	3	12,53	17,13	3,4	15,94	33,43	?	9,98	33,07
8	4	13,71	23,12	4	12,69	34,91	4	12,44	36,94
9	3	8,64	20,72	3	11,28	36,68	3,4	10,31	32,7
10	3	12,66	21,33	3	11,89	32,77	3	10,70	30,99
11	3,4	12,31	22,33	3,4	16,22	36,1	4	9,51	31,45
12	4	17,93	50,13	3	10,87	33,18	3	8,97	33,01
13	3	11,46	25,46	4	14,27	36,72	3,4	8,98	28,48
14	3,4	12,74	23,68	3,4	10,41	33,02	?	10,6	31,67
15	3,4	16,38	30,77	3,4	9,94	33,99	3,4	10,53	34,87
16	3	11,58	22,49	3,4	14,31	37,17	3,4	12,2	33,23

Для установления искомой экспериментальной зависимости произведена выборка из представленного хронометража - изменение времени набора ковша от кусковатости взорванных пород и осуществлена оценка достоверности результатов измерений по требуемому количеству опытов по формулам 3.1-3.6, приведенным в разделе 3.1. Результаты представлены в табл. 3.3.

Таблица 3.3 - Оценка математической достоверности результатов исследований времени набора ковша от кусковатости взорванных пород.

№ П/П	Гран. состав	$t_{н,с}$	$t_{н,с}^c - t_{н,с}$	$(t_{н,с}^c - t_{н,с})^2$	$\Delta = f(D_{св}) - t_{н}$	$(\Delta)^2$
1	3	7,28	3,979	5,832	5,32	28,30
2	3	11,32	- 0,061	0,00372	1,28	1,64
3	3	17,00	5,741	32,959	-4,40	19,36
4	3	12,53	1,271	1,615	0,07	0,0049
5	3	8,64	2,619	6,859	3,96	15,68
6	3	12,66	- 1,401	1,963	-0,06	0,0036
7	3	11,46	- 0,201	0,0404	1,14	1,30
8	3	11,58	- 0,31	0,0961	1,02	1,04
9	3	13,14	- 1,881	3,538	-0,54	0,29
10	3	9,85	1,409	1,985	2,75	7,56
11	3	8,60	2,659	7,070	4,00	16,00
12	3	12,49	- 1,231	1,515	0,11	0,01
13	3	11,28	- 0,021	0,0004	1,32	1,74
14	3	11,89	- 0,631	0,398	0,71	0,50
15	3	10,87	0,389	0,151	1,73	2,99
16	3	12,14	- 0,881	0,776	0,46	0,21
17	3	10,70	0,559	0,312	1,90	3,61
18	3	8,97	2,289	5,239	3,63	13,18
	$D_{св} = 0,485м$	$t_{н,с} = 11,26с$				
1	3 - 4	9,36	2,751	7,568	4,24	17,98
2	3 - 4	12,31	- 0,199	0,0396	1,29	1,66
3	3 - 4	12,74	- 0,629	0,396	0,86	0,74
4	3 - 4	16,38	- 4,269	18,224	-2,78	7,73
5	3 - 4	11,91	0,201	0,040	1,69	2,86
6	3 - 4	12,91	- 0,799	0,638	0,69	0,48
7	3 - 4	15,94	- 3,828	14,661	-2,34	5,48
8	3 - 4	16,22	- 4,109	16,884	-2,62	6,86
9	3 - 4	10,41	1,701	2,893	3,19	10,18
10	3 - 4	9,94	2,171	4,713	3,66	13,40
11	3 - 4	14,31	- 2,199	4,836	-0,71	0,50
12	3 - 4	9,33	2,781	7,734	4,27	18,23
13	3 - 4	10,31	1,801	3,244	3,29	10,82
14	3 - 4	8,98	3,131	9,803	4,62	21,34
15	3 - 4	10,53	1,581	2,500	3,07	9,42
16	3 - 4	12,20	- 0,089	0,008	1,4	1,96
	$D_{св} = 0,593м$	$t_{н,с} = 12,11с$				
1	4	15,30	- 2,036	4,144	-0,60	0,36
2	4	13,71	- 0,446	0,199	0,97	0,94
3	4	17,93	- 4,666	21,772	-3,23	10,43

№ п/п	Гран. состав	$t_{H,c}$	$t_H^c - t_{H,c}$	$(t_H^c - t_{H,c})^2$	$\Delta = f(D_{CB}) - t_H$	$(\Delta)^2$
4	4	13,24	0,024	0,001	1,46	2,13
5	4	10,72	2,544	6,472	3,98	15,84
6	4	12,44	0,824	0,679	2,26	5,11
7	4	9,51	3,754	14,093	5,19	26,94
	$D_{CB} = 0,700M$	$t_{H,c} = 13,26c$				(307,8)

Для грансостава №3

$$a = \frac{R_{1i} + R_{2i} + R_{3i}}{3} = (202,66) : (18) = 11,259 \text{ мм}$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{(a - R_{1i})^2 + (a - R_{2i})^2 + (a - R_{3i})^2}{n - 1}} = 2,174$$

$$C = \frac{100 \cdot \sigma}{a} = 19,309 \%$$

Принимаем требуемую вероятность $p = 0,9$; при этом коэффициент гарантии заданной точности $K = 1,65$. Тогда

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1 - p) \cdot 100]^2} = 10,15 \approx 11,$$

а у нас $N = 18$.

Для грансостава № 3-4

$$a = \frac{R_{1i} + R_{2i} + R_{3i}}{3} = (193,78) : (16) = 12,111 \text{ мм}$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{(a - R_{1i})^2 + (a - R_{2i})^2 + (a - R_{3i})^2}{n - 1}} = 2,506$$

$$C = \frac{100 \cdot \sigma}{a} = 20,690 \%$$

Принимаем требуемую вероятность $p = 0,9$; при этом коэффициент гарантии заданной точности $K = 1,65$. Тогда

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1 - p) \cdot 100]^2} = 11,65 \approx 12,$$

а у нас $N = 16$.

Для грансостава №4

$$a = \frac{R_{1i} + R_{2i} + R_{3i}}{3} = (92,85) : (7) = 13,264 \text{ мм}$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{(a - R_{1i})^2 + (a - R_{2i})^2 + (a - R_{3i})^2}{n - 1}} = 2,810$$

$$C = \frac{100 \cdot \sigma}{a} = 21,189 \%$$

Принимаем требуемую вероятность $p = 0,9$; при этом коэффициент гарантии заданной точности $K = 1,65$. Тогда

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1 - p) \cdot 100]^2} = 12,22 \approx 13,$$

а у нас $N = 7$, тогда принимаем требуемую вероятность $p = 0,8$; при этом коэффициент гарантии заданной точности $K = 1,3$.

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1 - p) \cdot 100]^2} = 1,9 \approx 2,$$

а у нас $N = 7$. Для грансостава №4 вероятность $p = 0,8$.

Далее строим графическую зависимость и, сравнивая расчеты по ней с данными эксперимента, оцениваем ее достоверность.

Эмпирическая зависимость описывается формулой:

$$t_H = 9 \cdot e^{0,7 D_{\text{св}}} ; \text{ секунды.} \quad (3.8)$$

Размерность $D_{\text{св}}$ – метры.

Произведем расчет $t_H = f(D_{\text{св}})$:

– $D_{\text{св}} = 0,485 \text{ м}$ $t_H = f(D_{\text{св}}) = 12,6 \text{ с}$

– $D_{\text{св}} = 0,593 \text{ м}$ $t_H = f(D_{\text{св}}) = 13,6 \text{ с}$

– $D_{\text{св}} = 0,700 \text{ м}$ $t_H = f(D_{\text{св}}) = 14,7 \text{ с}$.

Величина среднего значения $f(x_i) = (12,6 + 13,6 + 14,7) : 3 = 13,63$

Точность теоретической зависимости оцениваем величиной ошибки,

которая определялась по формуле:

$$\Delta y = y_i - f(x_i),$$

где

- Δy – ошибка опыта;
- y_i – среднее значение в опыте;
- $f(x_i)$ – теоретическое значение.

Значения ошибки опыта и $(\Delta y)^2$ вносим в табл. 3.3.

Среднеквадратическое отклонение определяется по формуле:

$$\sigma' = \sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}}$$

Величина среднеквадратического отклонения при расчете времени наполнения ковша по формуле $t_H = 9 \cdot e^{0,7D_{св}}$ составляет $\sigma' = 2,77$.

Для данной зависимости определяем коэффициент вариации:

$$K_{\text{вар}} = \frac{\sigma' \cdot 100\%}{\bar{y}} = \frac{100}{m} \cdot \sum \frac{\sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}}}{f(x_i)},$$

где

- m – число групп, на которые разбивается исследуемый диапазон функций ($m=3$);
- n – число замеров в группе ($n=41$).

Таким образом, значение $K_{\text{вар}}$ составляет 6,77%, что характеризует высокую степень достоверности результатов расчета по установленной зависимости.

Для построения графика рассчитываем время набора ковша при различных значениях величины $D_{св}$:

- | | | | |
|--------------------------|-----------------------|---------------------------|-----------------------|
| - $D_{св} = 0,2\text{м}$ | $t_H = 10,4\text{с};$ | - $D_{св} = 0,3\text{м}$ | $t_H = 11,1\text{с};$ |
| - $D_{св} = 0,4\text{м}$ | $t_H = 11,9\text{с};$ | - $D_{св} = 0,5\text{м}$ | $t_H = 12,8\text{с};$ |
| - $D_{св} = 0,6\text{м}$ | $t_H = 13,7\text{с};$ | - $D_{св} = 0,7\text{м}$ | $t_H = 14,7\text{с};$ |
| - $D_{св} = 0,8\text{м}$ | $t_H = 15,8\text{с};$ | - $D_{св} = 0,9\text{м}$ | $t_H = 16,9\text{с};$ |
| - $D_{св} = 1,0\text{м}$ | $t_H = 18,1\text{с};$ | - $D_{св} = 1,05\text{м}$ | $t_H = 18,8\text{с};$ |

График установленной зависимости представлен на рис. 3.10.

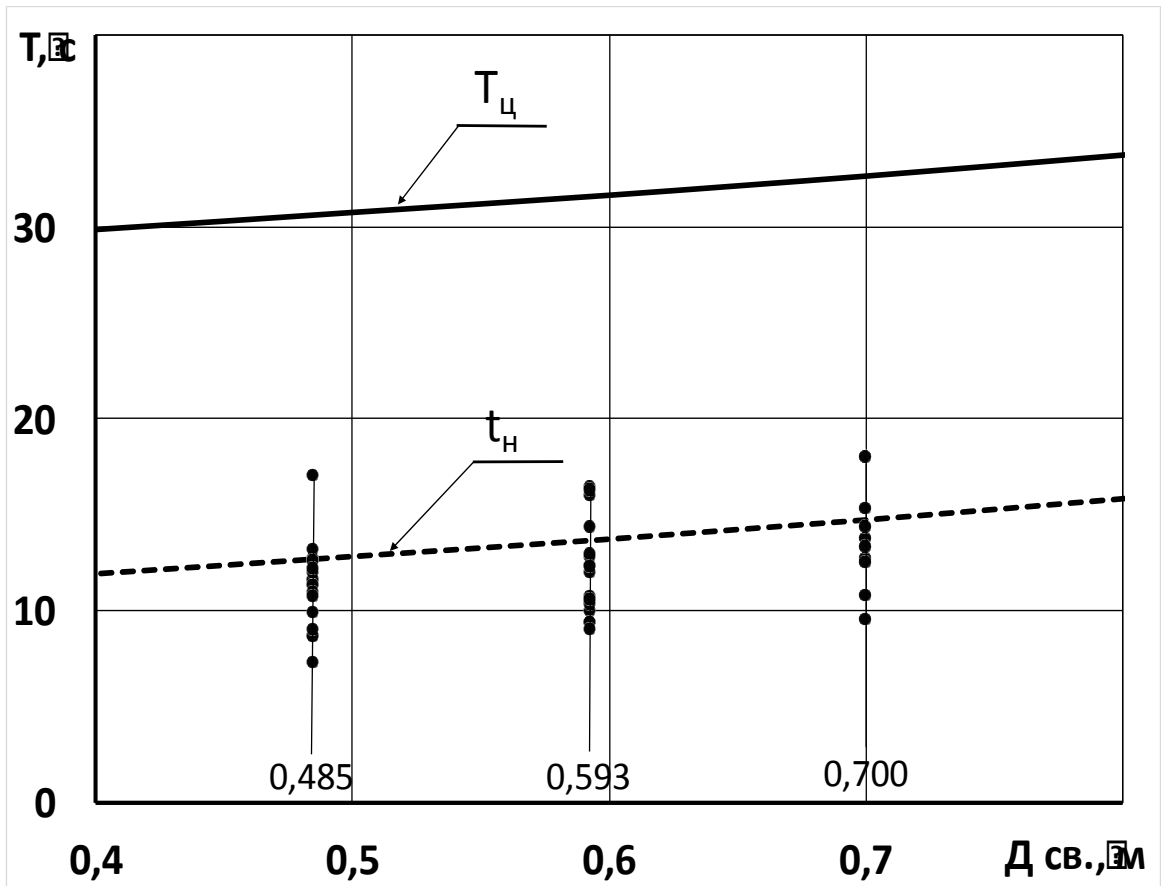


Рисунок 3.10 - График зависимости времени набора ковша от средневзвешенного размера взорванных пород.

3.2.3 Экспериментальные исследования изменения времени цикла экскаватора от кусковатости взорванных пород.

Времени цикла экскаватора включает время набора ковша и, следовательно, также зависит от кусковатости взорванных пород. Расчётную формулу можно представить в виде:

$$T_{ц} = t_{н} + 2t_{п} + t_{р}; \text{ с} \quad (3.9)$$

где $t_{п}$ - время поворота экскаватора при погрузке автосамосвала, с;

Величина времени поворота экскаватора при погрузке автосамосвала зависит в первую очередь от угла поворота, который определяется технологической схемой отработки забоя и расположением автосамосвала. В процессе эксперимента угол поворота экскаватора составлял примерно 90° , следовательно для других условий работы экскаватора время поворота может быть рассчитано по формуле $t_{п} = (t_{90} \cdot \alpha) : 90$; с.

- t_{90} - время поворота, установленное при проведении эксперимента, с;
- $t_{р}$ - время разгрузки ковшей экскаватора при погрузке автосамосвала, с.

Если величину $t_{р}$ можно считать не зависящей от кусковатости взорванных пород, то значения t_{90} вероятно зависит от веса породы в ковше экскаватора, который определяет грансостав горной массы (т.к. при определенной мощности привода скорость поворота экскаватора с различной загруженностью ковша будет разной). В том случае, когда целью работы является оптимизация параметров определенной технологической схемы работы экскаватора (на разрезе «Тугнуйский», где происходили хронометражные исследования при определенном значении угла поворота экскаватора – он составлял примерно 90°), целесообразно принять вид формулы для расчета времени цикла экскаватора $T_{ц} = t_{н} + A$, где $A = 2t_{п} + t_{р}$. Величину A определяем из выражения $A = T_{ц} - t_{н}$.

$$\text{Величина } A = T_{ц} - t_{н} = (\sum T_{ц} - \sum t_{н}) : N = (1224,57 - 489,03) : 41 = 17,94$$

Тогда: $T_{ц} = t_{н} + 17,94$; с. (3.10)

Таблица 3.4 – Параметры для определения достоверности формулы расчета времени цикла экскаватора.

№ п/п	Гранс. Этал.	$T_{ц},$ с	$t_{н},$ с	$A=T_{ц}- t_{н};$ с	$\Delta y;$ с	$\Delta y^2=f(x_i)-T_{ц};$ с
1	3	15,07	7,28	7,79	15,47	239,321
2	3	22,05	11,32	10,73	8,49	72,080
3	3	28,19	17,00	11,19	2,35	5,523
4	3	17,13	12,53	4,6	13,41	179,828
5	3	20,72	8,64	12,08	9,82	96,432
6	3	21,33	12,66	8,67	9,21	84,824
7	3	25,46	11,46	14,00	5,08	25,806
8	3	22,49	11,58	10,91	8,05	64,803
9	3	21,04	13,14	7,9	9,5	90,25
10	3	32,16	9,85	22,31	-1,62	2,624
11	3	31,50	8,60	22,90	-0,96	0,922
12	3	31,18	12,49	18,69	-0,64	0,410
13	3	36,68	11,28	25,40	-6,14	37,700
14	3	32,77	11,89	20,88	-2,23	4,973
15	3	33,18	10,87	22,31	-2,64	6,970
16	3	34,36	12,14	22,22	-3,82	14,592
17	3	30,99	10,70	20,29	-0,45	0,203
18	3	33,01	8,97	24,04	-2,47	6,101
19	3 - 4	45,71	9,36	36,35	-14,17	200,789
20	3 - 4	22,33	12,31	10,02	9,21	84,824
21	3 - 4	23,68	12,74	10,94	7,86	61,780
22	3 - 4	30,77	16,38	14,39	0,77	0,593
23	3 - 4	33,44	11,91	21,53	-1,90	3,61
24	3 - 4	22,35	12,91	9,44	9,19	84,456
25	3 - 4	33,43	15,94	17,49	-1,89	3,572
26	3 - 4	36,1	16,22	19,88	-4,56	20,794
27	3 - 4	33,02	10,41	22,61	-1,48	2,190
28	3 - 4	33,99	9,94	24,05	-1,85	3,423
29	3 - 4	37,17	14,31	22,86	-5,63	31,697
30	3 - 4	28,07	9,33	18,74	3,47	12,041
31	3 - 4	32,7	10,31	22,39	-1,16	1,346
32	3 - 4	28,48	8,98	19,50	3,06	9,364
33	3 - 4	34,87	10,53	24,34	-3,33	11,089
34	3 - 4	33,23	12,20	21,03	-1,69	2,856
35	4	22,66	15,30	7,36	9,98	99,600
36	4	23,12	13,71	9,41	9,52	90,630
37	4	50,13	17,93	32,20	-17,49	305,900
38	4	29,2	13,24	15,96	3,44	11,834

№ п/п	Гранс. Этал.	$T_{ц},$ с	$t_{н},$ с	$A=T_{ц}- t_{н};$ с	$\Delta y;$ с	$\Delta y^2=f(x_i)-T_{ц};$ с
39	4	32,32	10,72	21,60	0,32	0,102
40	4	36,94	12,44	24,50	-4,30	18,490
41	4	31,45	9,51	21,94	1,19	1,416
Среднее:		$\Sigma=1224,57:$ $41=29,868$	$\Sigma=489,03:41$ $=11,928$	$\Sigma=735,17:41$ $=17,931$		$\Sigma=1995,758$

При расчёте по формуле $t_{н}=f(D_{св})= t_{н} = 9 \cdot e^{0,7D_{св}}$:

- $D_{св} = 0,485_{м} \quad t_{н}=f(D_{св})= 12,6с$
- $D_{св} = 0,593_{м} \quad t_{н}=f(D_{св})= 13,6с$
- $D_{св} = 0,700_{м} \quad t_{н}=f(D_{св})= 14,7с$

При расчёте по формуле $f(x_i)=T_{ц}= t_{н}+17,94$:

- $D_{св} = 0,485_{м} \quad T_{ц}=f(D_{св})= 30,54с$
- $D_{св} = 0,593_{м} \quad T_{ц}=f(D_{св})= 31,54с$
- $D_{св} = 0,700_{м} \quad T_{ц}=f(D_{св})= 32,64с$

В соответствии с принятой методикой (см. раздел 3.1) произведем оценку достоверность зависимости расчета (3.10):

$$a = \frac{R_{1i} + R_{2i} + R_{3i}}{3} = 29,868с$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{(a - R_{1i})^2 + (a - R_{2i})^2 + (a - R_{3i})^2}{n - 1}} = 7,064$$

$$C = \frac{100 \cdot \sigma}{a} = 23,65\%.$$

$$N_{\min} = \frac{K^2 \cdot C^2}{[(1 - p) \cdot 100]^2} = 15,23 \approx 16,$$

а у нас $N = 41$.

Величина среднего значения $f(x_i) = (30,54 + 31,54 + 32,64) : 3 = 31,57$

Точность теоретической зависимости оцениваем величиной ошибки, которая определялась по формуле: $\Delta y = y_i - f(x_i)$, где

- Δy – ошибка опыта;
- y_i – среднее значение в опыте;
- $f(x_i)$ – теоретическое значение.

Значения ошибки опыта и $(\Delta y)^2$ вносим в табл. 3.4.

Среднеквадратическое отклонение определяется по формуле:

$$\sigma' = \sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}} = 7,064$$

Для данной зависимости определяем коэффициент вариации:

$$K_{\text{вар}} = \frac{\sigma' \cdot 100\%}{\bar{y}} = \frac{100}{m} \cdot \sum \frac{\sqrt{\frac{\sum [y_i - f(x_i)]^2}{n-1}}}{f(x_i)},$$

Где

- m – число групп, на которые разбивается исследуемый диапазон функций ($m=3$);
- n – число замеров в группе ($n=41$).

Таким образом, значение $K_{\text{вар}}$ составляет 23,38%, что характеризует приемлемую ($K_{\text{вар}}$ менее 25%) степень достоверности результатов расчета по установленной зависимости.

Определяем значения функции $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}}$ по принятой зависимости (3.10):

- | | | | |
|-----------------------------------|--|----------------------------------|--|
| - - $D_{\text{св}} = 0,2\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 28,34\text{с};$ | - $D_{\text{св}} = 0,3\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 29,04\text{с};$ |
| - - $D_{\text{св}} = 0,4\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 29,84\text{с};$ | - $D_{\text{св}} = 0,5\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 30,74\text{с};$ |
| - - $D_{\text{св}} = 0,6\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 31,64\text{с};$ | - $D_{\text{св}} = 0,7\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 32,64\text{с};$ |
| - - $D_{\text{св}} = 0,8\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 33,74\text{с};$ | - $D_{\text{св}} = 0,9\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 34,84\text{с};$ |
| - - $D_{\text{св}} = 1,0\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 36,04\text{с};$ | - $D_{\text{св}} = 1,05\text{м}$ | $\mathbf{T}_{\mathbf{ц}} = 36,74\text{с};$ |

График зависимости представлен на рис. 3.11.

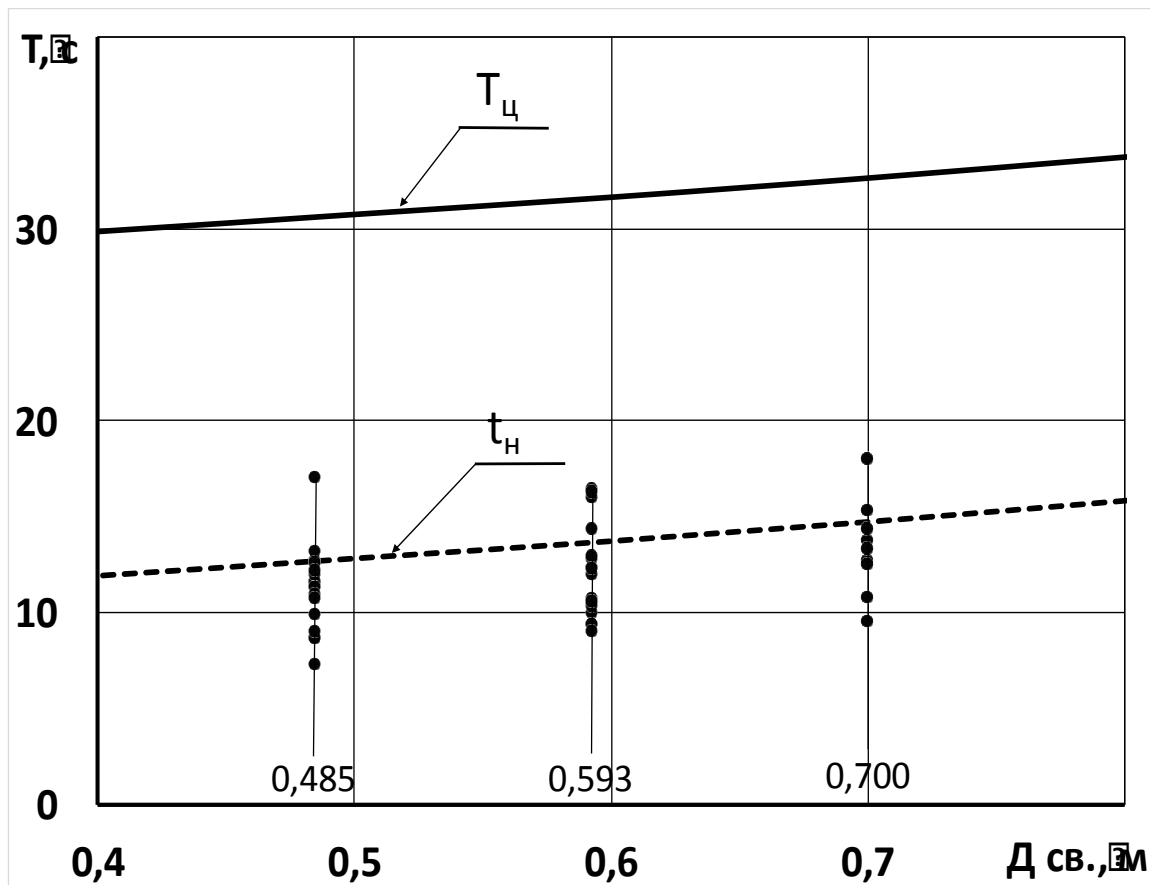


Рисунок 3.11 - Зависимость времени набора ковша и цикла экскаватора от средневзвешенного размера взорванных пород..

3.3 Изменение производительности экскаватора Bucyrus 495HD в зависимости от кусковатости взорванной горной массы на разрезе «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (СУЭК).

Различают теоретическую (паспортная), техническую и эксплуатационную производительности экскаватора. Эксплуатационная производительность может быть сменной, суточной, месячной и годовой [71, 80].

Известно, что паспортная производительность экскаватора определяется конструктивными параметрами машины: $Q_{\text{эп}} = 3600 \cdot E / T_{\text{цип}}$, ($\text{м}^3/\text{ч}$), где E – вместимость ковша, м^3 ; $T_{\text{цип}}$ – паспортная продолжительность цикла экскаватора, с.

Техническая производительность – возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в определенных горнотехнических условиях: $Q_{\text{эч}} = 3600 E K_{\text{э}} K_3 / t_{\text{ц}}$, ($\text{м}^3/\text{ч}$); где $K_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации, $K_{\text{э}} = K_{\text{нк}} / K_{\text{рк}}$; K_3 – коэффициент влияния параметров забоя (для торцевого забоя $K_3 = 0,9$; для тупикового $K_3 = 0,8$); $T_{\text{ц}}$ – время цикла экскаватора в конкретных горно-технических условиях, $T_{\text{ц}} = (1,1-1,2) T_{\text{цип}}$, с; где $K_{\text{нк}}$ – коэффициент наполнения ковша (для взорванных пород $K_{\text{нк}} = 0,7 \div 0,95$ для траншейного и бокового забоя соответственно); $K_{\text{рк}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (для взорванных пород $K_{\text{рк}}$). Значения вышеуказанных коэффициентов могут быть приняты по «Единым нормам выработки на открытых горных работах» (1989 г.) в зависимости от крепости пород – табл. 3.5.

Таблица 3.5 - Коэффициенты разрыхления горных пород, наполнения ковша экскаватора (погрузчика) и экскавации по ЕНВ-89.

Категория пород по крепости	Расчетная средняя плотность горной массы, кг/м ³	Коэффициенты				
		$K_{рк}$	$K_{нк}$		$K_{э}$	
			прямая мехлопата	драглайн	прямая мехлопата	драглайн
I	1600	1,15	1,05	1,0	0,9	0,87
II	1800	1,25	1,05	1,0	0,84	0,8
III	2000	1,35	0,95	0,9	0,7	0,67
IV	2500	1,5	0,9	0,85	0,6	0,57
V	3500	1,6	0,9		0,56	

Сменная эксплуатационная производительность (м³/ч) характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом затрат времени на технические, технологические и организационные перерывы:

$$Q_{э см} = Q_{э ч} T_{см} K_{иэ}, (\text{м}^3/\text{ч}),$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $K_{иэ}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены.

Годовая производительность экскаватора:

$$Q_{э год} = Q_{э сут} \cdot n_{см} \cdot n_{год}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки,

$n_{год}$ – число рабочих дней в году.

При решении задачи оптимизации параметров технологической схемы для разработки взорванных полускальных вскрышных пород экскаватором Висугус 495HD на автотранспорт в условиях разреза «Тугнуйский» (СУЭК), когда в процессе экспериментальных исследований вес породы в ковше и в кузове автосамосвалов фиксировался в тоннах, расчет по вышеприведенным формулам с пересчетом на кубометры приведет к значительной потере достоверности результата. В данном случае техническую производительность экскаватора можно представить в виде:

$$Q_{э ч} = (3600 \cdot G) : T_{ц}, (\text{т}/\text{ч}), \quad (3.11)$$

где G – вес породы в ковше, т; $T_{ц}$ – время цикла экскаватора в конкретных горно-технических условиях, с.

После преобразования зависимость 3.11 может быть представлена в виде:

$$Q_{э, год} = Q_{эч} \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг} = \\ = (3600 \cdot G \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}) : T_{ц}; \text{т/год}, \quad (3.12)$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки; $n_{год}$ – число рабочих дней в году; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $K_{из}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены; $K_{изг}$ – коэффициент использования рабочего времени экскаватором в течение года, ч.

В соответствии с «Отчётом о работе по изучению возможностей экскаваторов Висугус-495HD в условиях тугнуйского разреза», в котором построены диаграммы использования времени внутри смены для экскаваторов №1 и №2, среднее значение коэффициента использования экскаватора в течение смены составляет [4,38]:

$$K_{из} = (0,80 + 0,67) : 2 = 0,735 \approx 0,74.$$

В том же отчёте приведены сведения о величине коэффициента использования рабочего времени для тех же экскаваторов в течение года:

$$K_{изг} = (0,91 + 0,88) : 2 = 0,895 \approx 0,90.$$

Учитывая установленные ранее экспериментальные зависимости изменения вес породы в ковше - $G = (56,65 : D_{св}^{0,287})$ и время цикла экскаватора - $T_{ц} = 9 \cdot e^{0,7D_{св}} + 17,94$ от кусковатости взорванной горной массы в горно-технических условиях разреза Тугнуйский, годовая производительность экскаватора выражается зависимостью:

$$Q_{э, год} = (3600 \cdot G \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}) : T_{ц} = \\ = [3600 \cdot (56,65 : D_{св}^{0,287}) \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}] : (9 \cdot e^{0,7D_{св}} + \\ + 17,94); \text{т/год}. \quad (3.13)$$

Производительность экскаватора Висугус 495HD в условиях Тугнуйского разреза, рассчитанная по установленной формуле (3.13), представлена в табл. 3.6. Принятые значения исходных данных: $T_{см} = 12$ ч;

$n_{см}=2$; $n_{год}=365$; $K_{из}=0,74$; $K_{изг}=0,90$. Графическая зависимость приведена на рис. 3.12.

Таблица 3.6 - Годовая производительность экскаватора *Vicyrus 495HD* в зависимости от кусковатости взорванной горной массы.

№ п/п	Д _{св} , м	G, м	T _ц , м	Q _{з год} , т/год	Q _{з год} , (ρ=2,4т/м ³) м ³ /год	Q _{з год} :T _{год} , т/ч(м ³ /ч)
1	0,1	н.д.	27,59	н.д.	н.д.	н.д.
2	0,2	89,91	28,34	66.632.941,85	27.763.725,77	11.421,17(4.758,82)
3	0,3	80,03	29,04	57.881.135,31	24.117.139,71	9,921,07 (4.133,78)
4	0,4	73,69	29,84	51.866.933,69	21.611.222,37	8.890,21 (3.704,26)
5	0,5	69,12	30,74	47.225.949,94	19.677.479,14	8.094,73 (3.372,80)
6	0,6	65,59	31,64	43.539.355,121	18.141.397,96	7.462,83 (3.109,51)
7	0,7	62,76	32,64	40.384.398,71	16.826.832,79	6.922,06 (2.884,19)
8	0,8	60,40	33,74	37.598.688,51	15.666.120,21	6.444,58 (2.685,24)
9	0,9	58,39	34,84	35.199.878,55	14.666.616,06	6.033,41 (2.513,92)
10	1,0	56,65	36,04	33.013.834,36	13.755.764,32	5.658,71 (2.357,80)

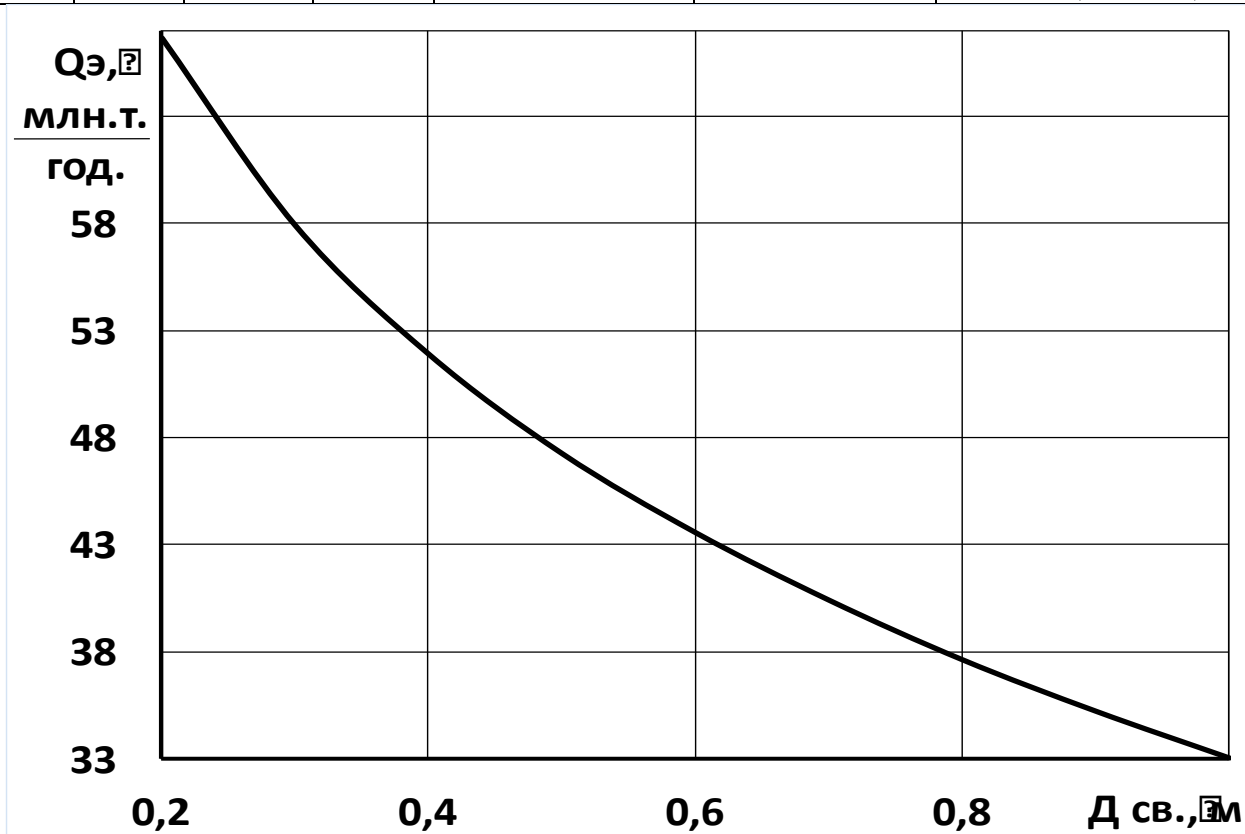


Рисунок 3.12 – Годовая производительность экскаватора *Vicyrus 495HD* в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы.

3.4 Опытнo-промышленная проверка результатов исследований

Для проверки достоверности установленных в процессе исследований результатов – зависимостей влияния удельного расхода ВВ на кусковатость взорванных пород и производительность экскаватора, была проведена опытнo-промышленная проверка.

Выбирались взорванные и отработанные в разные периоды года блоки полускальных вскрышных пород категорий III и IV. Их объем изменялся от 223,10 до 4564,047 тыс. т. Фиксировалось изменение удельного расхода ВВ, календарный фонд времени на отработку каждого блока, часы простоя и работы экскаватора и его часовая эксплуатационная производительность, которая с учётом величины коэффициента использования экскаватора в течение смены, позволяла определить его фактическую техническую производительность (табл. 3.7).

Так как гранулометрический состав взорванных пород в процессе опытнo-промышленной проверки определить не представлялось возможным из-за весьма значительных объёмов отработанных блоков – порядка 8,5 млн. м³, прямого сравнения расчётной и фактической производительности экскаватора произвести невозможно. С целью выполнения этого сравнения по результатам ранее проведённых исследований была установлена эмпирическая зависимость изменения производительности экскаватора Висургуs-495HD (с ковшом 41,3 м³) от величины удельного расхода ВВ, график которой приведён на рис. 3.13. Общий вид часовой расчётной технической производительности экскаватора может быть представлен в виде формулы:

$$Q_3 = R \cdot q^Z; \text{ т/ч,} \quad (3.14)$$

где: **R** – эмпирический коэффициент, в случае применения экскаватора Висургуs 495HD (с ковшом 41,3 м³): для пород категория III - **R = 9930**; для пород категория IV - **R = 9000**; **q**- удельный расход эталонного ВВ, кг/м³; **Z** - показатель степени, 0,3.

Таблица 3.7 – Результаты опытно-промышленной проверки влияния удельного расхода ВВ на кусковатость взорванных пород и производительность экскаватора Висугус 495HD (с ковшом 41,3 м³) на разрезе «Тугнуйский».

Наименование блока	Объем взрыва		Дата		Категор. пород, %		Уд. расх. ВВ, кг/м ³	Календ. фонд врем., час.	Час. простоя	Часы работы, час.	Кв коэф. использ. календ. врем.	Производительность экскаватора, т/ч					
	тыс.м ³	тыс.т	нача-ло	конец	III	IV						часовая фактич.		часовая расч.	соотношение		
												экспл.	техн. *1)	техн.	относительная ошибка, %.	Δу	
14-38	300	735,148	17.05.14	23.05.14	100	-	0,505	144	18,90	125,1	87%	5900	7973	8095	1,5	-122	
14-58	1500	4564,047	05.06.14	10.07.14	100	-	0,574	840	74,90	765,1	91%	6000	8108	8300	2,3	-192	
14-68	1125	3071,979	10.07.14	02.08.14	50	50	0,574	552	36,70	512,2	93%	6000	8108	8120	0,02	-12	
14-76	1016	2276,859	02.08.14	18.08.14	50	50	0,649	384	106,15	363,8	95%	6300	8514	8430	0,10	84	
14-106 + 14-108	976	2824,879	12.11.14	04.12.14	-	100	0,796	528	111,47	460,8	87%	6100	8243	8400	1,9	-157	
10-363	585	1 404,00	20.01.14	01.02.14	0	100	0,815	288	12	243	96%	5800	7838	8450	7,2	-612	
14-6,14-9	692	1 730,00	10.02.14	23.02.14	0	100	0,926	312	2	300	99%	5800	7838	8850	11,4	-1012	
14-23	1300	2 730,00	26.03.14	12.04.14	100	0	0,840	408	35,5	385	51%	7100	9595	9300	3,2	295	
14-36	97	223,10	15.04.14	18.04.14	100	0	0,585	72	10	36,5	95%	6100	8243	8450	2,4	-207	
14-38-1	480	1 104,00	05.05.14	13.05.14	100	0	0,808	192	3	182	98%	6100	8243	9240	10,8	-997	
14-38-1, 14-49	302	694,60	23.05.14	28.05.14	100	0	0,844	120	4	117	98%	5900	7973	9300	14,3	-1327	
14-44-1	480	1104,00	25.06.14	03.07.14	0	100	0,520	192	45	188	84%	5900	7973	7250	10,0	723	
													Σ=98649			65,1:12=5,4%	

*1)- при Киэ=0,74

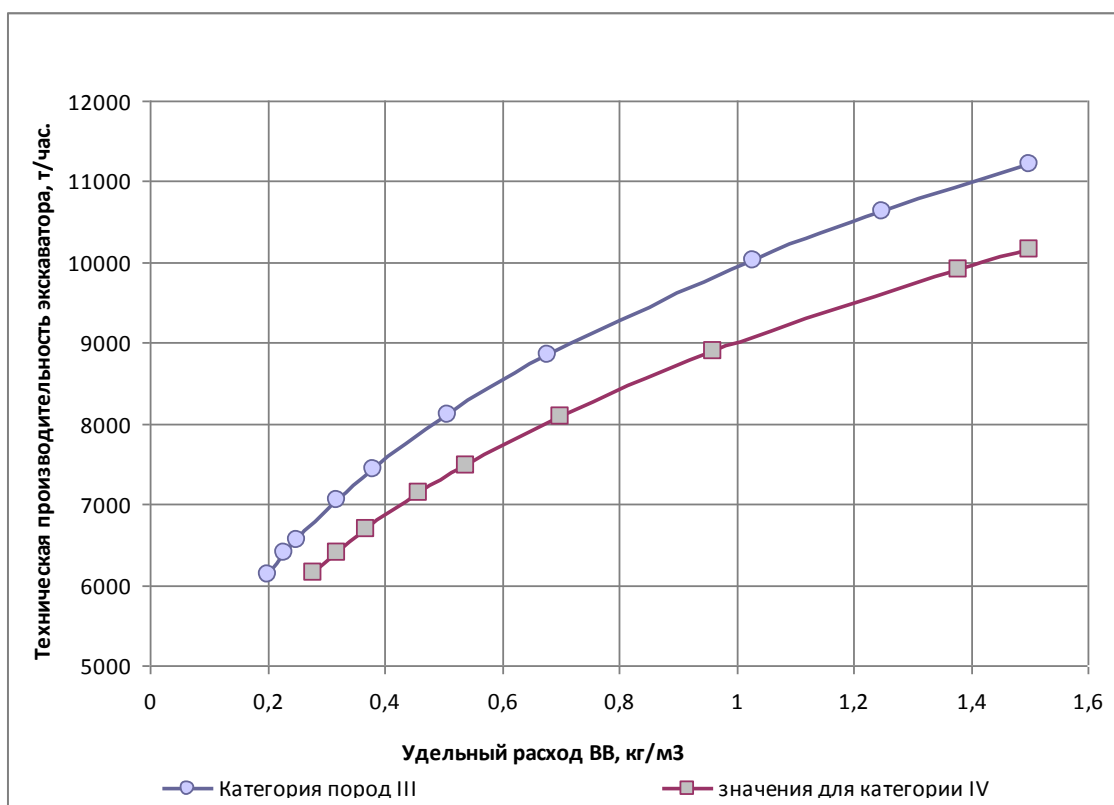


Рисунок 3.13- Эмпирическая зависимость изменения производительности экскаватора *Vicorius 495HD* (с ковшом $41,3 \text{ м}^3$) от величины удельного расхода ВВ.

Достоверность эмпирической зависимости характеризуется величиной относительной ошибки – 2,39 и 2,65 % и коэффициентом вариации - 2,90 и 3,29% (соответственно для пород III и IV категории).

Полученная зависимость изменения производительности экскаватора *Vicorius 495HD* (с ковшом вместимостью $41,3 \text{ м}^3$) от величины средневзвешенного размера кусков взорванной вскрышной породы, при ее использовании для оптимизации параметров основных процессов экскаваторно-автомобильного комплекса, позволит минимизировать затраты по технологии с учётом изменения горнотехнических условий (прочностных свойств пород, типа ВВ при обводнённой блока, увеличения расстояния транспортирования вскрышных пород до отвала и т.п.) и экономических факторов (стоимости дизельного топлива, ВВ, средств взрывания (СВ), заработной платы, тарифов на электроэнергию и т.п.) и обеспечит высокую достоверность результатов расчёта.

Таким образом, опытно-промышленная проверка установленной зависимости изменения производительности экскаватора Bucyrus 495HD (с ковшом вместимостью $41,3\text{м}^3$) от величины средневзвешенного размера кусков взорванной вскрышной породы путём сравнения расчётной и фактической производительностей экскаватора позволяет оценить её достоверность: величина относительной ошибки – 2,39 и 2,65 % и коэффициент вариации - 2,90 и 3,29% (соответственно для пород III и IV категории).

Выводы по 3 главе.

1. Таким образом, доказано, что запатентованный способ определения влияния гранулометрического состава на параметры экскавации, основанный на применении эталонных фотопланограмм, позволяет осуществлять мониторинг качества дробления пород, необходимый для установления оптимального соотношения параметров технологических процессов экскавации и БВР.

2. Разработана программа экспериментальных исследований и определена методика обоснования количества опытов для обеспечения математической достоверности результатов исследований.

3. Разработан, а в последствии запатентован, специальный **«Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации»**, который в значительной степени снижает трудоёмкость определения грансостава, исключает помехи ведению горных работ, обеспечивает оперативность получения результата, безопасность исследований и своевременность учёта изменения свойств пород при планировании буровзрывной подготовки пород к выемке.

4. На основании экспериментальных исследований определена эмпирическая зависимость изменения вес породы в ковше от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы $D_{св}$, которая выражается формулой:

$$G=(56,65:D_{св}^{0,287}), T$$

Оценка достоверности результатов расчёта по установленной зависимости произведена по приведённой методике. Она характеризуется значениями среднеквадратического отклонения $\sigma'=2,40$ и коэффициента вариации $Kвар=3,31\%$, что характеризует высокую степень достоверности результатов расчёта по установленной зависимости.

5. Установлена эмпирическая зависимость изменения времени наполнения ковша от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы $D_{св}$, которая выражается формулой:

$$t_n = 9 \cdot e^{0,7D_{св}} ; с.$$

Величина среднеквадратического отклонения при расчете по этой формуле составляет $\sigma'=2,77$, а значение коэффициента вариации $K_{вар} - 6,77\%$, что характеризует высокую степень достоверности результатов расчёта по установленной зависимости.

6. Зависимость изменения времени цикла от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы $D_{св}$, выражается формулой:

$$T_{ц} = 9 \cdot e^{0,7D_{св}} + 17,94; с$$

Среднеквадратическое отклонение составляет $\sigma'=7,064$, а значение $K_{вар}$ составляет 23,38%, что характеризует приемлемую ($K_{вар}$ менее 25%) степень достоверности результатов расчёта по установленной зависимости.

7. Учитывая установленные зависимости изменения вес породы в ковше, времени наполнения ковша и время цикла экскаватора от кусковатости взорванной горной массы в горнотехнических условиях разреза «Тугнуйский», годовая производительность экскаватора выражается зависимостью:

$$Q_{з, год} = (3600 \cdot G \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}) : T_{ц} = \\ = [3600 \cdot (56,65 : D_{св}^{0,287}) \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}] : (9 \cdot e^{0,7D_{св}} + 17,94); т/год.$$

Зависимость изменения производительности экскаватора Bucyrus 495HD (с ковшом вместимостью 41,3 м³) от величины средневзвешенного размера кусков взорванной вскрышной породы, которая позволит определить величину удельных затраты на экскавацию и реализовать провозглашенный принцип определения зоны минимума суммарных издержек для принятой технологии.

8. Так как гранулометрический состав взорванных пород в процессе опытно-промышленной проверки определить не представлялось возможным из-за весьма значительных объёмов отработанных блоков – порядка 8,5 млн. м³, по результатам ранее проведённых исследований была установлена эмпирическая зависимость изменения производительности экскаватора

Висургус 495HD (с ковшом 41,3 м³) от величины удельного расхода ВВ (3.14). Эмпирическая зависимость для определения часовой расчётной технической производительности экскаватора может быть представлен в виде формулы:

$$Q_3 = R \cdot q^Z ; \text{ т/ч}$$

9. Сравнение расчётной технической производительности экскаватора (с ковшом 41,3 м³) с фактической, полученной в результате опытно-промышленной проверки, показала высокую степень достоверности установленной зависимости. Она характеризуется величиной средней относительной ошибки – 2,39 и 2,65 % и коэффициентом вариации - 2,90 и 3,29% (соответственно для пород III и IV категории).

10. Таким образом, зависимость изменения производительности экскаватора с ковшом вместимостью 41,3 м³ от величины средневзвешенного размера кусков взорванной вскрышной породы показывает, что при её увеличении с 0,3 м до 0,8 м производительность экскаватора уменьшается более чем в 1,5 раза

4. РАСЧЕТ СЕБЕСТОИМОСТИ ВСКРЫШИ ПО ОСНОВНЫМ ПРОЦЕССАМ И МИНИМУМА СУММАРНЫХ ЗАТРАТ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СВОЙСТВ ПОРОД, ПАРАМЕТРОВ БВР И КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

4.1 Техничко-экономические показатели работы основного технологического оборудования для разработки взорванных вскрышных пород в условиях разреза «Тугнуйский»

На основании сбора и анализа статистики технико-экономических показателей работы основного технологического оборудования, осуществляющего разработку взорванных вскрышных пород в условиях разреза «Тугнуйский» были получены затраты на обеспечение работы экскаватора *Viscyrus 495HD*, бульдозера *KOMATSU – WD600-3* (№3) в забое, бульдозера для отвальных работ *Libherr 764* (№2) и автотранспорта - *БелАЗ-75306*, которые представлены в табл. 4.1- 4.4.

Таблица 4.1 - Затраты на экскаватор *Viscyrus 495HD*

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Норма расхода, руб./маш.час
1	<i>Объем работ (вскрыша на автотранспорт.)</i>	<i>тыс. м³</i>	18309	--
1.1	Время в работе	час	7956,2	
	Элементы затрат	тыс.руб.		
2	Амортизация	тыс.руб.	127296	16
3	Услуги производств. характера	тыс.руб.	43095	5,42
4	Энергоснабжение	тыс.руб.	10097	1,27
5	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб.	8572	1,08
5.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб.	6595	
5.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб.	1979	
6	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ)	тыс.руб.	12764	1,60
	Всего	тыс.руб.	201824	25,37
	Итого на 1 м ³	руб/м ³	11,0232	
	Итого на 1 маш.час	руб/маш.час.	25.366,9	

Календарный фонд времени 8760 час. Время в работе 7956,18час ($K_{н}=91\%$)

Производительность - $18309000/7956,18 = 2301,23 \text{ м}^3/\text{час}$

Таблица 4.2 - Затраты на бульдозер в забое KOMATSU – WD600-3 (№3)

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Норма расхода, руб/маш.час
1	<i>Время работы</i>	<i>Маш./час</i>	8572	
	Элементы затрат	<i>тыс.руб.</i>		
2	Амортизация	тыс.руб.	2800,27	326,68
3	Услуги производств. характера	тыс.руб.	2342,01	273,22
4	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб.	3011,33	351,30
4.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб.	2316,41	
4.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб.	694,92	
5	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ)	тыс.руб.	8707,90	1015,85
7	Накладные (цеховые) расходы	тыс.руб.	3684,20	429,80
	Всего	тыс.руб.	20545,72	
	Итого на 1 маш.час	руб/маш. час	2396,84	

Таблица 4.3- Затраты на бульдозер для отвальных работ Libherr 764 (№2)

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Расход, тыс.руб/маш. час
1	<i>Время работы</i>	<i>маш/час</i>	7342	
	<i>Элементы затрат</i>	<i>тыс.руб.</i>		
2	Амортизация	тыс.руб.	2.321,6	0,32
3	Услуги производств. характера	тыс.руб.	344,6	0,05
4	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб.	2.356,7	0,32
4.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб.	1.754,7	0,24
4.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб.	602,0	0,08
5	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ, зап.части)	тыс.руб.	7.063,0	0,96
6	Накладные (цеховые) расходы	тыс.руб.	3.020,8	0,41
	Всего	тыс.руб.	15.106,8	2,06
	Итого на 1 маш.час	руб/маш. час	2.057	

На основании выборки и анализа затрат на автотранспорт (карьерные автосамосвалы БелАЗ-75306 грузоподъемностью 220 тонн) за 2013г. произведён расчёт стоимости 1 маш. часа автосамосвала – таблица 4.4.

Таблица 4.4 – Расчет стоимости 1 маш. час по итогам 2013г.

№ п/п	месяц 2013г.	Затраты, тыс.руб	Количество маш час.	Ст-ть маш.час., тыс.руб
1	январь	119470,33	10097	11,83
2	февраль	127750,86	9683	13,19
3	март	118257,87	10097	11,71
4	апрель	169854,91	9867	17,21
5	май	167904,98	10741	15,63
6	июнь	157281,95	10327	15,23
7	июль	182506,00	9959	18,33
8	август	128680,90	8993	14,31
9	сентябрь	150189,52	8487	17,70
10	октябрь	131621,34	9039	14,56
11	ноябрь	137352,01	9453	14,53
12	декабрь	н.д.	н.д.	н.д.
			$\Sigma=106743$	$\Sigma=164.23:11=$ $=14,930$

Установленные значения стоимости 1 маш. часа экскаватора Bucyrus 495HD, бульдозера KOMATSU – WD600-3 (№3) в забое, бульдозера для отвальных работ Libherr 764 (№2) и автосамосвала - БелАЗ-75306 позволят установить величину удельных затрат, как по процессам, так и в целом по оптимизируемой технологии

4.2 расчёт себестоимости одного кубометра вскрыши по всем основным процессам для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» при различной кусковатости взорванной горной массы

4.2.1 расчёт себестоимости буровзрывной подготовки одного кубометра вскрыши для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский»

Для горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» выбор основных вариантов применения экскаватора Bucyrus-495HD определяется следующими характерными горнотехническими условиями:

- категория разрабатываемых пород: IV (трудно взрываемые породы) и III (средне взрываемые породы);
- степень обводнённой массива, которая определяет тип ВВ и схему заряда в скважине: для сухих скважин (100% «Гранулит»), для обводнённых скважин (100% «Эмульсолит») и по среднегодовому потреблению ВВ. («Эмульсолит» – 3%; «Березит» – 55% ; «Гранулит» – 41%);

Для вышеприведённых характерных горнотехнических условий с применением программного комплекса «Blast Maker» произведён расчёт параметров БВР при различных параметрах качества дробления горной массы и подсчитаны удельные затраты по этому процессу на 1м³ и на 1т разрабатываемых вскрышных пород. При этом в программе расчёта не учтены затраты на зарядание скважин, монтирование сети, забойку скважин, доставку, хранение и охрану ВВ и ВМ. Произведём их расчёт в соответствии с бюджетом ООО "АЗОТТЕХ" на 2013 г., исключая издержки на собственное изготовление ВВ, результаты приведены в табл. 4.5.

Таблица 4.5 - Затраты на хранение, охрану ВМ и взрывание (включая зарядные машины и их обслуживание).

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Смета 2013г.	Норма расхода, руб/м ³
1	<i>Объем работ--взорванная горная масса</i>	<i>тыс. м³</i>	46250	
2	Статьи затрат			
2.1	Материалы:	тыс.руб	44.504	0,962

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Смета 2013г.	Норма расхода, руб/м ³
2.2	Топливо (уголь)	тыс.руб	5.808	0,126
2.3	Электроэнергия	тыс.руб	1.068	0,023
2.4	Передача энергии	тыс.руб	1.740	0,038
2.5	Услуги производств. характера	тыс.руб	25.018	0,541
2.6	ФОТ производственного персонала	тыс.руб	71.651	1,549
2.7	Ед.соц.налог (30%)	тыс.руб	21.495	0,465
2.8	Страхование от несч.случая (4,1%)	тыс.руб	2.938	0,064
2.9	Аренда ОС	тыс.руб	13.070	0,283
2.10	Прочие денежн. расходы	тыс.руб	68.442	1,480
2.11	Администр.хоз.расх.	тыс.руб	22.712	0,491
	Всего	тыс.руб	278.446	6,020
	Себестоимость	руб/м ³	6,02	

Таким образом себестоимость – удельные затраты на зарядку, взрывание, охрану и хранение ВВ составляют: $C_{уд} = 278.446 : 46.250 = 6,020$ руб/м³.

Величина стоимости взрывчатых материалов за период с 12.01.2012г. по 28.10.2013г. позволил определить среднегодовую долю потребления различных типов ВВ (в зависимости от обводнённой взрывааемых пород) и стоимостную долю средств инициирования и коммутации взрыва (табл. 4.6).

Таблица 4.6 – Обоснование среднегодовой доли потребления различных типов ВВ и стоимостной доли средств инициирования взрыва.

Параметры	Эмульс олит П	Березиты	Гранулиты	Патроны-боевики/шашки детонаторы
Затраты на СВ, тыс. руб	946,3	16.296,8	12.279,0	294,3
Доля, %	3%	55%	41%	1%

Стоимость средств инициирования и коммутации взрыва в расчётах может быть принята 1% от стоимости ВВ, а среднегодовой расход ВВ

складывается из «Эмульсолита» – 3%; «Березита» – 55% и «Гранулита» – 41%.

Результаты расчёта параметров БВР при различных параметрах качества дробления горной массы и подсчитаны удельные затраты по этому процессу на 1м³ и на 1т разрабатываемых вскрышных пород представлены в табл. 4.7-4.12. В результате получено изменение удельных затрат на БВР от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород Дсв для двух категорий разрабатываемых пород (трудно взрываемые породы и средне взрываемые породы) при трёх степенях обводнённости массива, которая определяет тип ВВ и схему заряда в скважине (для сухих скважин - 100% «Гранулит», для обводнённых скважин -100% «Эмульсолит» и по среднегодовому потреблению ВВ -«Эмульсолит» – 3%; «Березит» – 55% ; «Гранулит» – 41%). Удельные затраты по этому процессу на 1т разрабатываемых вскрышных пород для вышеперечисленных условий представлены в табл. 4.13 и 4.14.

Таблица 4.13- Удельные затраты на БВР для пород IV категории разрабатываемых пород при трех степенях обводненности массива.

Степень обводненности скважин	Удельные затраты на БВР (руб/ т)при величине средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
ВВ Гранулит (сухие)	94,72	38,48	23,89	16,73	12,98	10,82	9,07	8,15	7,08	6,41
Среднегодо-вое ВВ	104,24	42,20	26,12	18,20	14,07	11,69	9,75	8,73	7,55	6,82
ВВ Эмульсолит	118,51	47,76	29,45	20,40	15,70	12,99	10,78	9,62	8,26	7,43

Таблица 4.14- Удельные затраты на БВР для пород III категории разрабатываемых пород при трех степенях обводненности массива

Степень обводненности скважин	Удельные затраты на БВР (руб/ т)при величине средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
ВВ Гранулит (сухие)	72,38	28,23	17,38	12,65	10,15	8,38	7,60	6,40	5,92	5,38
Среднегодо-вое ВВ	79,60	30,90	18,92	13,70	10,95	9,00	8,09	6,80	6,27	5,69
ВВ Эмульсолит	90,43	34,88	21,23	15,28	12,15	9,91	8,82	7,41	6,81	6,14

Таблица 4.7. Вариант №1.1 - 42(2) - Категория IV; трудно взрывающиеся породы. Исходные данные для расчета:
 1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10;
 5. Тип пород-10; 6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV -я кат.); 8. Схема заряда в скважине – по среднегодовому потреблению ВВ 9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10. Объем блока – 386.000куб.м; 11. Стоимость бурения – 170,00 руб/п.м.;12. Высота уступа h – 20м; 13. Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка скважин, а;в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = а·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважине, кг	Факт.выход горн.массы 1-й скваж., V _ф = а·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ , кг/ м ³	Уд. стоимость ВВ; руб/м ³	Уд. стоимость сред.иниц.ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоим бурения; руб/м ³	Уд. Стоимость заряд.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимость взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.стоимость взорван. горн. массы; руб/т
1	100	7,47	2; 2*2	88,0	657,36	80,0	658:80,0=8,23	195,46	1,95	46,75	6,02	250,18	104,24
2	200	2,92	3,2;3,2*3,2	225,3	657,82	204,8	658:204,8=3,21	76,24	0,76	18,26	6,02	101,28	42,20
3	300	1,74	4,2; 4,2*4,2	388,08	675,26	352,8	676:352,8=1,92	45,60	0,46	10,60	6,02	62,68	26,12
4	400	1,15	5,1; 5,1*5,1	572,22	658,05	520,2	659:520,2=1,27	30,16	0,30	7,19	6,02	43,67	18,20
5	500	0,85	6; 6*6	792,00	673,20	720,0	674:720,0=0,94	22,33	0,22	5,19	6,02	33,76	14,07
6	600	0,68	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	692:924,8=0,75	17,81	0,18	4,04	6,02	28,05	11,69
7	700	0,54	7,6; 7,6*7,6	1270,72	686,19	1155,2	687:1155,2=0,59	14,01	0,14	3,24	6,02	23,41	9,75
8	800	0,46	8,3; 8,3*8,3	1515,58	697,17	1377,8	698:1377,8=0,51	12,11	0,12	2,71	6,02	20,96	8,73
9	900	0,37	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	674:1656,2=0,41	9,74	0,10	2,26	6,02	18,12	7,55
10	1000	0,32	9,8; 9,8*9,8	2112,88	676,12	1920,8	677:1920,8=0,35	8,31	0,08	1,95	6,02	16,36	6,82

Среднегодовой расход ВВ: Эмульсолит -3%; Березит – 55% ; Гранулит – 41%; СИ – 1%. Стоимость 1 кг ВВ: 27.87руб/кг*3%+26руб/кг*55%+21руб/кг*41 %=23,75 руб/кг Уд. Стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф; руб/м³

Таблица 4.8-Вариант №1.2 - 42(2) - Категория IV; трудно взрывающиеся породы. Исходные данные для расчета:
 1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10;
 5. Тип пород-10; 6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV -я кат.); 8. Схема заряда в скважине – для сухих

скважин:100% Гранулит 9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00 руб/п.м.;12.Высота уступа h – 20м; 13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка скважин, а;в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = а·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважине, кг	Факт.выход горн.массы 1-й скваж., V _ф = а·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ , кг/ м ³	Уд. стоимость ВВ; руб/м ³	Уд. стоимость сред. иниц. ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоимость бурения; руб/м ³	Уд. Стоимость заряд.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимость взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.стоимость взорван. горн. массы; руб/т
1	100	7,47	2; 2*2	88,0	657,36	80,0	658:80,0=8,23	172,83	1,73	46,75	6,02	227,33	94,72
2	200	2,92	3,2;3,2*3,2	225,3	657,82	204,8	658:204,8=3,21	67,41	0,67	18,26	6,02	92,36	38,48
3	300	1,74	4,2; 4,2*4,2	388,08	675,26	352,8	676:352,8=1,92	40,32	0,40	10,60	6,02	57,34	23,89
4	400	1,15	5,1; 5,1*5,1	572,22	658,05	520,2	659:520,2=1,27	26,67	0,27	7,19	6,02	40,15	16,73
5	500	0,85	6; 6*6	792,00	673,20	720,0	674:720,0=0,94	19,74	0,20	5,19	6,02	31,15	12,98
6	600	0,68	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	692:924,8=0,75	15,75	0,16	4,04	6,02	25,97	10,82
7	700	0,54	7,6; 7,6*7,6	1270,72	686,19	1155,2	687:1155,2=0,59	12,39	0,12	3,24	6,02	21,77	9,07
8	800	0,46	8,3; 8,3*8,3	1515,58	697,17	1377,8	698:1377,8=0,51	10,71	0,11	2,71	6,02	19,55	8,15
9	900	0,37	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	674:1656,2=0,41	8,61	0,09	2,26	6,02	16,98	7,08
10	1000	0,32	9,8; 9,8*9,8	2112,88	676,12	1920,8	677:1920,8=0,35	7,35	0,07	1,95	6,02	15,39	6,41

Стоимость 1 кг ВВ: 21 руб/кг

Уд. Стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф ;руб/м³

Таблица 4.9-Вариант №1.3 - 42(2) - Категория IV; трудно взрывающиеся породы. Исходные данные для расчета:

1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м; 4. Коэф. крепости - 10; 5. Тип пород-10; 6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV-я кат.); 8. Схема заряда в скважине –для обводненных скважин:100% Эмульсолит 9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00 руб/п.м.;12.Высота уступа h – 20м; 13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка скважин, а;в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = а·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважине, кг	Факт.выход горн.масы с 1-й скваж., V _ф = а·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ, кг/ м ³	Уд. стоимось ВВ; руб/м ³	Уд. стоимось сред. иниц. ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоимось бурения; руб/м ³	Уд. Стоимось заряж.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимось взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.стоимось взорван. горн. массы; руб/т
1	100	7,47	2; 2*2	88,0	657,36	80,0	658:80,0=8,23	229,37	2,29	46,75	6,02	284,43	118,51
2	200	2,92	3,2; 3,2*3,2	225,3	657,82	204,8	658:204,8=3,21	89,46	0,89	18,26	6,02	114,63	47,76
3	300	1,74	4,2; 4,2*4,2	388,08	675,26	352,8	676:352,8=1,92	53,51	0,54	10,60	6,02	70,67	29,45
4	400	1,15	5,1; 5,1*5,1	572,22	658,05	520,2	659:520,2=1,27	35,39	0,35	7,19	6,02	48,95	20,40
5	500	0,85	6; 6*6	792,00	673,20	720,0	674:720,0=0,94	26,20	0,26	5,19	6,02	37,67	15,70
6	600	0,68	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	692:924,8=0,75	20,90	0,21	4,04	6,02	31,17	12,99
7	700	0,54	7,6; 7,6*7,6	1270,72	686,19	1155,2	687:1155,2=0,59	16,44	0,16	3,24	6,02	25,86	10,78
8	800	0,46	8,3; 8,3*8,3	1515,58	697,17	1377,8	698:1377,8=0,51	14,21	0,14	2,71	6,02	23,08	9,62
9	900	0,37	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	674:1656,2=0,41	11,43	0,11	2,26	6,02	19,82	8,26
10	1000	0,32	9,8; 9,8*9,8	2112,88	676,12	1920,8	677:1920,8=0,35	9,75	0,10	1,95	6,02	17,82	7,43

Стоимость 1 кг ВВ: 27,87 руб/кг; Уд. Стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф; руб/м³

Таблица 4.10- Вариант №2.1 (54) Категория III; средние взрываеемые породы. Исходные данные для расчета:

1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10; 5. Тип пород-10; 6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -2(III-я кат.); 8. Схема заряда в скважине – по среднегодовому потреблению ВВ; 9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00руб/п.м.;12.Высота уступа – 20м;13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка сква-жин, а;в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = a·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважи не, кг	Факт.вы ход горн.ма ссыс 1-й скваж., V _ф =a·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ, кг/ м ³	Уд. стоим ость ВВ; руб/м ³	Уд. стоимос ть сред. иниц. ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоим ость бурен ия; руб/м ³	Уд. Стоимость заряж.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимос ть взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.стои мость взорван. горн. массы; руб/т
1	100	5,67	2,3; 2,3*2,3	116,38	659,87	105,8	660:105,8=6,24	148,20	1,48	35,35	6,02	191,05	79,60
2	200	2,09	3,8;3,8*3,8	317,68	663,95	288,8	664:288,8=2,30	54,63	0,55	12,95	6,02	74,15	30,90
3	300	1,21	5; 5*5	550,00	665,5	500,0	666:500,0=1,33	31,59	0,32	7,48	6,02	45,41	18,92
4	400	0,83	6,1; 6,1*6,1	818,62	679,45	744,2	680:744,2=0,91	21,61	0,22	5,03	6,02	32,88	13,70
5	500	0,63	7,1; 7,1*7,1	1109,02	698,68	1008,2	699:1008,2=0,69	16,39	0,16	3,71	6,02	26,28	10,95
6	600	0,48	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	693:1312,2=0,53	12,59	0,13	2,85	6,02	21,59	9,00
7	700	0,38	9; 9*9	1782,00	677,16	1620,0	678: 1620,0=0,42	9,98	0,10	3,31	6,02	19,41	8,09
8	800	0,32	9,9; 9,9*9,9	2156,22	689,99	1960,2	690: 1960,2=0,35	8,31	0,08	1,91	6,02	16,32	6,80
9	900	0,28	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	719: 2332,8=0,31	7,36	0,07	1,60	6,02	15,05	6,27
10	1000	0,24	11,6; 11,6*11,6	2960,32	710,48	2691,2	711: 2691,2=0,26	6,18	0,06	1,39	6,02	13,65	5,69

Среднегодовой расход ВВ:Эмульсолит -3%;Березит – 55% ;Гранулит – 41%;СИ – 1%. Стоимость 1 кг ВВ:

27.87руб/кг•3%+26руб/кг•55%+21руб/кг•41 %=23,75 руб/кг

Уд. Стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф; руб/м³

Таблица 4.11- Вариант №2.2 (54) Категория III; средние взрываеемые породы. Исходные данные для расчета:

1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10; 5. Тип пород-10;6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -2(III-я кат.); 8. Схема заряда в скважине – для сухих скважин:100% Гранулит;9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00руб/п.м.;12.Высота уступа – 20м;13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка сква-жин, а;в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = a·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважи не, кг	Факт.вы ход горн.ма ссыс 1-й скваж., V _ф =a·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ , кг/ м ³	Уд. стоимо сть ВВ; руб/м ³	Уд. стоимос ть сред. иниц. ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоим ость бурен ия; руб/м ³	Уд. Стоимость заряд.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимос ть взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.сто имость взорва н. горн. массы; руб/т
1	100	5,67	2,3; 2,3*2,3	116,38	659,87	105,8	660:105,8=6,24	131,04	1,31	35,35	6,02	173,72	72,38
2	200	2,09	3,8;3,8*3,8	317,68	663,95	288,8	664:288,8=2,30	48,30	0,48	12,95	6,02	67,75	28,23
3	300	1,21	5; 5*5	550,00	665,5	500,0	666:500,0=1,33	27,93	0,28	7,48	6,02	41,71	17,38
4	400	0,83	6,1; 6,1*6,1	818,62	679,45	744,2	680:744,2=0,91	19,11	0,19	5,03	6,02	30,35	12,65
5	500	0,63	7,1; 7,1*7,1	1109,02	698,68	1008,2	699:1008,2=0,69	14,49	0,14	3,71	6,02	24,36	10,15
6	600	0,48	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	693:1312,2=0,53	11,13	0,11	2,85	6,02	20,11	8,38
7	700	0,38	9; 9*9	1782,00	677,16	1620,0	678: 1620,0=0,42	8,82	0,09	3,31	6,02	18,24	7,60
8	800	0,32	9,9; 9,9*9,9	2156,22	689,99	1960,2	690: 1960,2=0,35	7,35	0,07	1,91	6,02	15,35	6,40
9	900	0,28	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	719: 2332,8=0,31	6,51	0,07	1,60	6,02	14,20	5,92
10	1000	0,24	11,6; 11,6*11,6	2960,32	710,48	2691,2	711: 2691,2=0,26	5,46	0,05	1,39	6,02	12,92	5,38

Стоимость 1 кг ВВ: 21руб/кг. Уд. стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф;руб/м³

Таблица 4.12- Вариант №2.3 (54) Категория III; средне взрываеемые породы. Исходные данные для расчета:

1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10;
5. Тип пород-10; 6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -2(III-я кат.); 8. Схема заряда в скважине – для обводненных скважин:100% Эмульсолит;9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00руб/п.м.;12.Высота уступа – 20м;13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин L -22 м.

№ п/п	Дсв, мм	Расч. уд. Расход ВВ для всего блока, кг/ м ³	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка скважин, а,в, м	Выход горн. Массы с 1-й скваж., V = a·L·W, м ³	Масса Заряда в одной скважине, кг	Факт.выход горн.массы с 1-й скваж., V _ф =a·h·W, м ³	Факт.уд.расход ВВ , кг/ м ³	Уд. стоим ость ВВ; руб/м ³	Уд. стоимос ть сред. иниц. ком. руб/м ³ (1% от ВВ)	Уд. стоим ость бурен ия; руб/м ³	Уд. Стоимость заряд.скв., хранения и охраны ВВ, руб/м ³	Уд. стоимос ть взорван. горн. массы; руб/м ³	Уд.сто имость взорва н. горн. массы; руб/т
1	100	5,67	2,3; 2,3*2,3	116,38	659,87	105,8	660:105,8=6,24	173,91	1,74	35,35	6,02	217,02	90,43
2	200	2,09	3,8;3,8*3,8	317,68	663,95	288,8	664:288,8=2,30	64,10	0,64	12,95	6,02	83,71	34,88
3	300	1,21	5; 5*5	550,00	665,5	500,0	666:500,0=1,33	37,07	0,37	7,48	6,02	50,94	21,23
4	400	0,83	6,1; 6,1*6,1	818,62	679,45	744,2	680:744,2=0,91	25,36	0,25	5,03	6,02	36,66	15,28
5	500	0,63	7,1; 7,1*7,1	1109,02	698,68	1008,2	699:1008,2=0,69	19,23	0,19	3,71	6,02	29,15	12,15
6	600	0,48	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	693:1312,2=0,53	14,77	0,15	2,85	6,02	23,79	9,91
7	700	0,38	9; 9*9	1782,00	677,16	1620,0	678: 1620,0=0,42	11,71	0,12	3,31	6,02	21,16	8,82
8	800	0,32	9,9; 9,9*9,9	2156,22	689,99	1960,2	690: 1960,2=0,35	9,75	0,10	1,91	6,02	17,78	7,41
9	900	0,28	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	719: 2332,8=0,31	8,64	0,09	1,60	6,02	16,35	6,81
10	1000	0,24	11,6; 11,6*11,6	2960,32	710,48	2691,2	711: 2691,2=0,26	7,25	0,07	1,39	6,02	14,73	6,14

Стоимость 1 кг ВВ: 27.87руб/кг. Уд. стоимость бурения: (170,00 руб/п.м. •22 м): V_ф;руб/м³

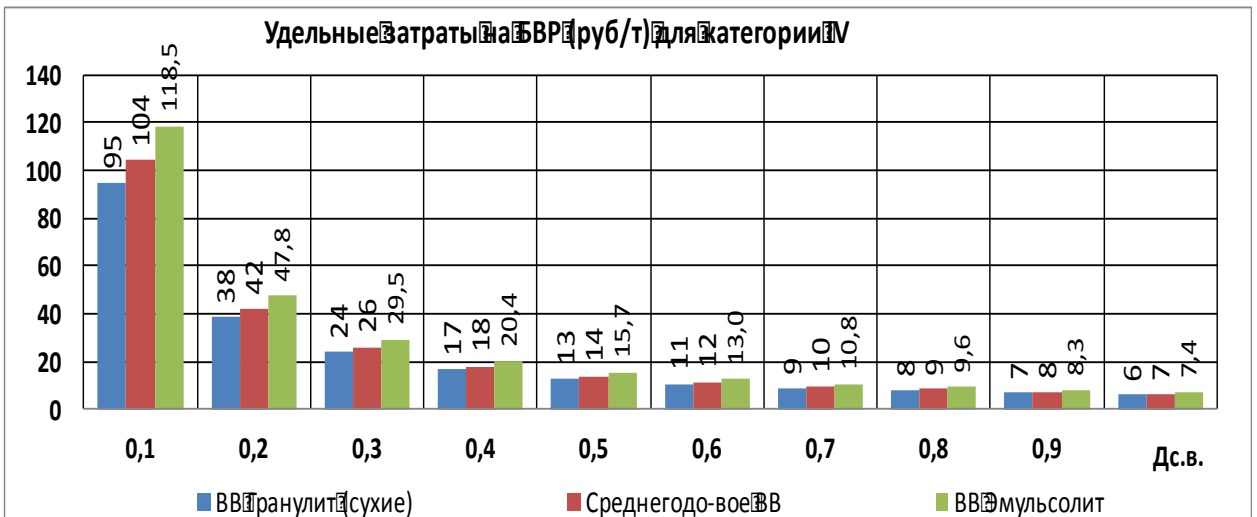
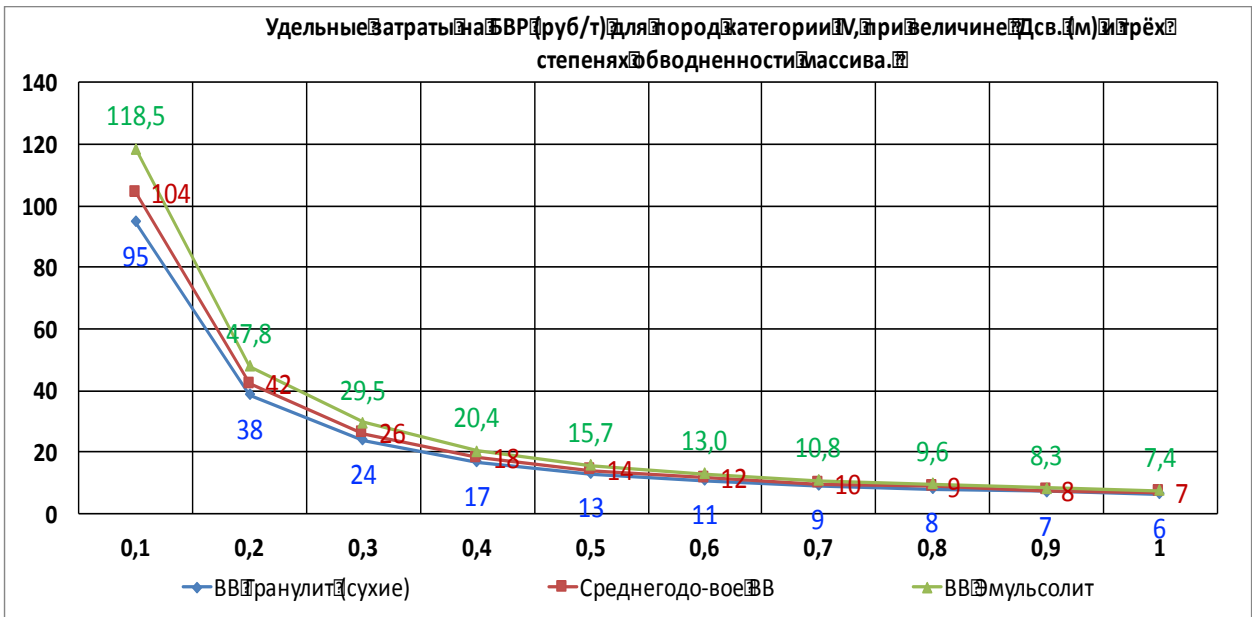


Рисунок 4.1-Графики и гистограмма изменения величины удельных затрат на БВР при различных степенях обводнения массива для пород IV категории.

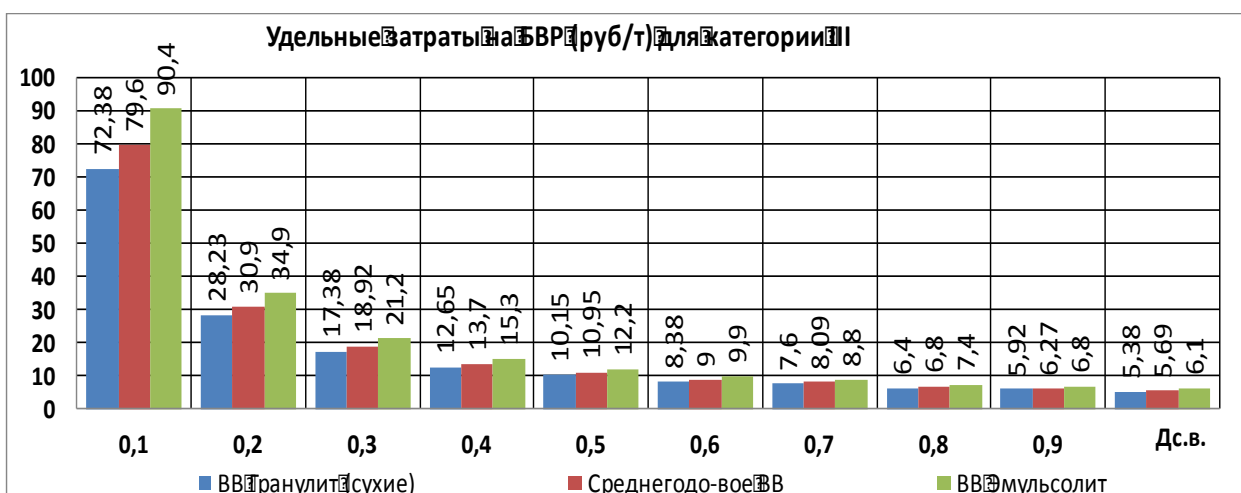
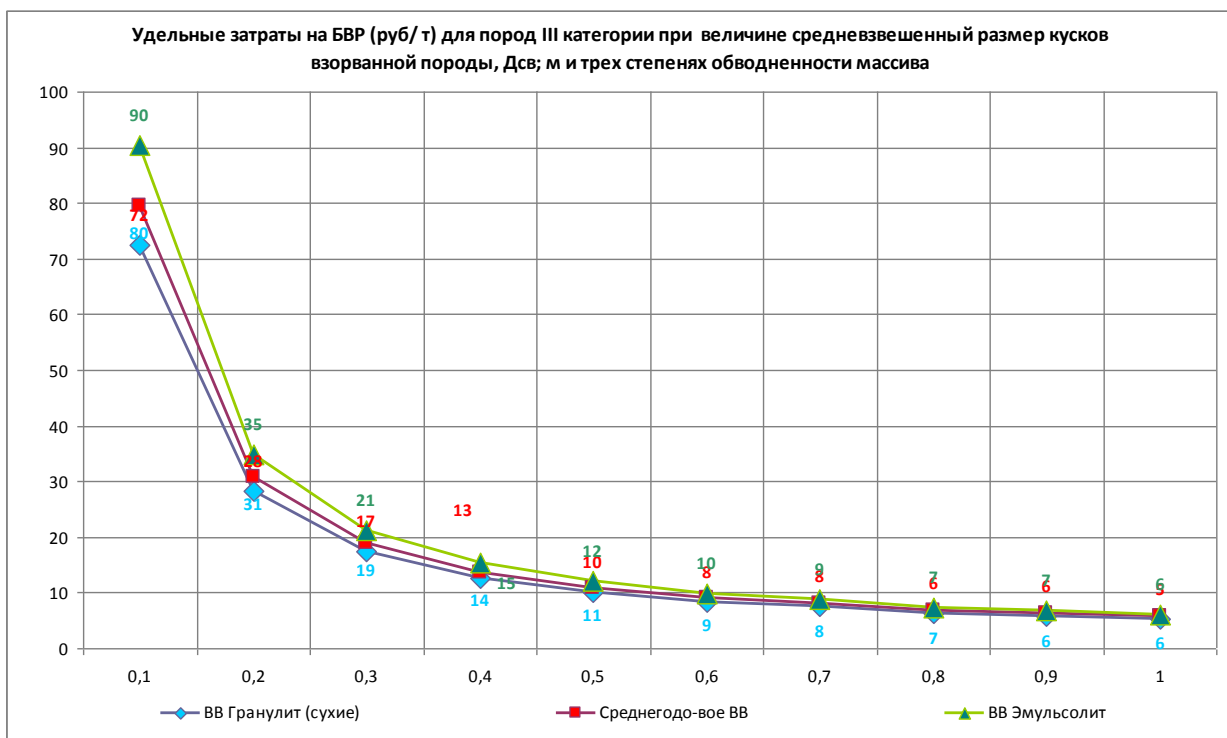


Рисунок 4.2-Графики и гистограмма изменения величины удельных затрат на БВР при различных степенях обводнения массива для пород III категории.

Таким образом, установлены зависимости изменения себестоимости буровзрывной подготовки одного кубометра вскрыши для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» при различной кусковатости взорванной горной массы.

4.2.2 Расчет себестоимости экскавации одного кубометра вскрыши

В разделе 3.3 определена годовая производительность экскаватора Висургус 495HD в условиях работы на разрезе «Тугнуйский» в зависимости от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы. Принимая значение величины календарный фонд времени:

$$T_k = T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} = 12 \cdot 2 \cdot 365 = 8760 \text{ час}$$

и годового фонда рабочего времени:

$$T_{год} = T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг} = 12 \cdot 2 \cdot 365 \cdot 0,74 \cdot 0,90 = 5834,16 \text{ час}$$

определяем величину часовой производительности экскаватора Висургус 495HD в зависимости от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы (табл. 4.15).

Учитывая установленную в разделе 4.1 стоимость 1 маш. часа работы экскаватора Висургус 495HD (25.366,90 руб/маш. час) и бульдозера в забое KOMATSU – WD600-3 (№3 - 2.396,84 руб/маш. час), определяем изменение себестоимости экскавации одного кубометра вскрыши от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы (см. табл. 4.15).

Таблица 4.15- Значения изменения годовой производительности экскаватора Висургус 495HD и удельных затрат на экскавацию от кусковатости взорванных пород.

№ п/п	Д _{св} , м	Q _э год, (ρ = 2,4т/м ³) тыс. м ³ /год	Q _э год: T _{год} , т/ч(м ³ /ч)	Z _{уд} , руб/м ³	Z _{уд т} , руб/т
1	0,1	-	-	-	-
2	0,2	27.764	11.421,17(4.758,82)	5,389	2,246
3	0,3	24.117	9,921,07 (4.133,78)	6,204	2,585
4	0,4	21.611	8.890,21 (3.704,26)	6,923	2,885
5	0,5	19.677	8.094,73 (3.372,80)	7,604	3,168
6	0,6	18.141	7.462,83 (3.109,51)	8,248	3,437
7	0,7	16.827	6.922,06 (2.884,19)	8,892	3,705
8	0,8	15.666	6.444,58 (2.685,24)	9,551	3,980
9	0,9	14.667	6.033,41 (2.513,92)	10,202	4,251
10	1,0	13.756	5.658,71 (2.357,80)	10,877	4,532

В соответствии с данными табл. 4.15 строим графическую зависимость изменения величины удельных затрат на экскавацию при применении в условиях разреза «Тугнуйский» экскаватора Висургус 495HD и бульдозера в забое KOMATSU – WD600-3 от кусковатости взорванных пород (рис. 4.3).

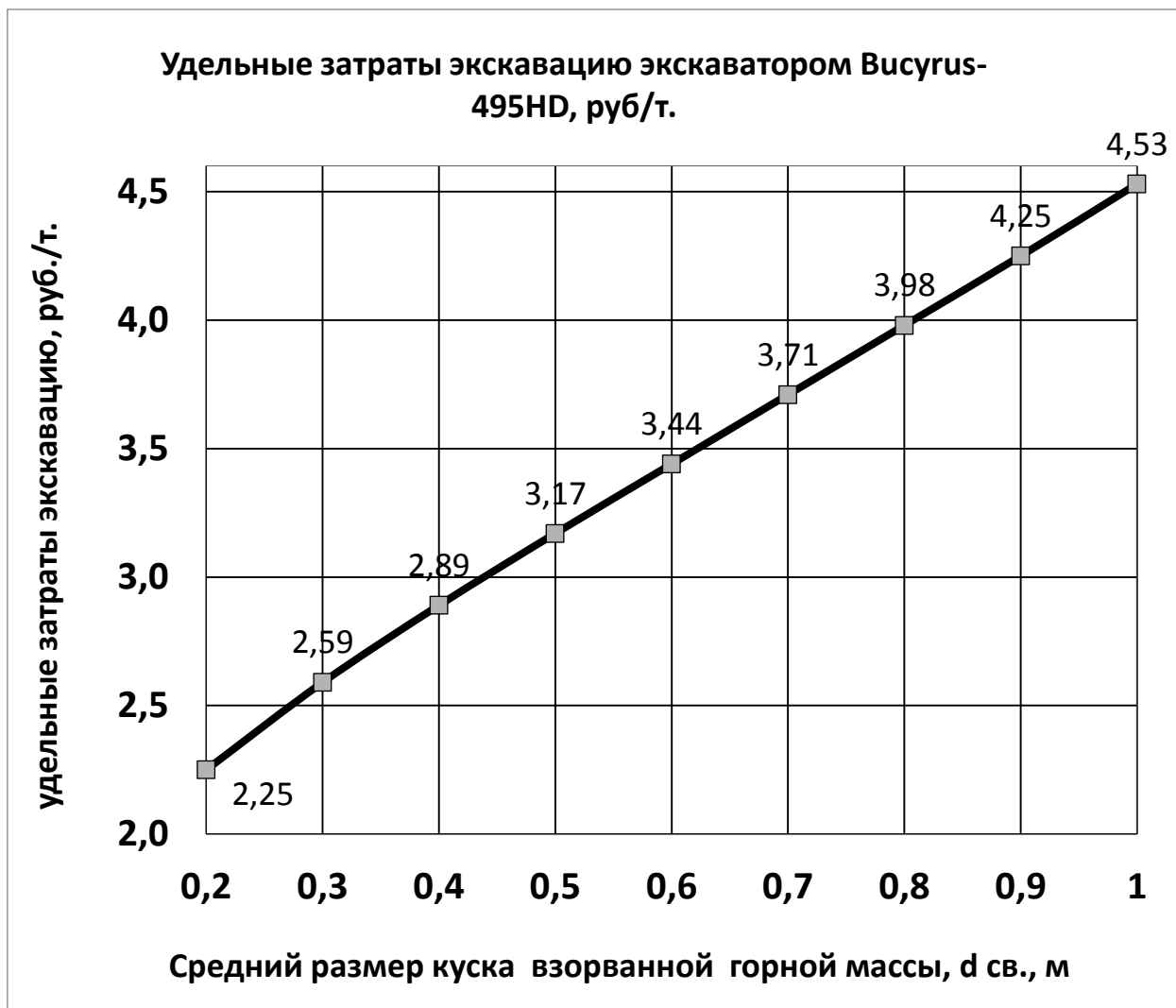


Рисунок 4.3 – Удельные затраты на экскавацию при применении Висургус 495HD и KOMATSU – WD600-3 (руб./т).

Таким образом, установлена зависимость изменения величины удельных затрат на экскавацию при применении в условиях разреза «Тугнуйский» экскаватора Висургус 495HD и бульдозера в забое KOMATSU – WD600-3 от кусковатости взорванных пород.

4.2.3 Расчёт себестоимости перемещения одного кубометра вскрыши

В соответствии с хронометражными наблюдениями за работой карьерного автотранспорта в 2013г. установлены основные показатели работы автосамосвалов (табл. 4.16). Это усреднённые данные, установленные при анализе показателей 31-36 рейсов каждого из 10 автосамосвалов. Установленная зависимость изменения времени цикла экскаватора от средневзвешенного размера кусков взорванных пород (см. рис. 3.7) позволяет определить время рейса автосамосвала в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 2,18км) – табл. 4.17. В результате усреднения затрат на автотранспорт за 11 мес. 2013г. произведён расчёт стоимости 1 маш. часа автосамосвала – табл. 4.18.

Рассчитывая производительность автосамосвала при соответствующем значении времени рейса по формуле:

$$P = (3600 \cdot Z_{\text{маш.час.}}) : (T_r \cdot G); \text{ руб/тонну,} \quad (4.1)$$

где:

- $Z_{\text{маш.час.}}$ - стоимость одного маш.час. работы автосамосвала, руб;
- T_r - время рейса, секунды;
- G - средний вес груза, тонны;

с учётом стоимости 1 маш. часа автосамосвала определяем величину удельных затрат на автотранспорт как функцию величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород.

Таблица 4.17 – Расчет стоимости 1 маш.час по итогам 11 мес. 2013г.

Период 2013 г.	Параметры		
	Затраты, тыс. руб.	Число маш.час. работы автосамосвалов	Стоимость одного маш.час., тыс.руб.
январь	119470,33	10097	11.83
февраль	127750,86	9683	13.19
март	118257,87	10097	11.71
апрель	169854,91	9867	17.21
май	167904,98	10741	15.63
июнь	167904,98	10327	15.23

Период 2013 г.	Параметры		
	Затраты, тыс. руб.	Число маш.час. работы автосамосвалов	Стоимость одного маш.час., тыс.руб.
июль	182506,00	9959	18.33
август	128680,90	8993	14.31
сентябрь	150189,52	8487	17.70
октябрь	131621,34	9039	14.56
ноябрь	137352,01	9453	14.53
Среднее значение			$\Sigma=164.23:11=$ $=14.93$

Таким образом, установлена зависимость изменения удельных затрат на автотранспорт как функцию величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород (при расстоянии перемещения груза 2,18км).

В соответствии с данными, приведёнными в табл. 4.16 и 4.17, произведём расчёт времени рейса автосамосвала в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы при расстоянии перемещения груза 3, 4 и 5 км, часовую (на машино-час. работы) производительность автосамосвала и величину удельных затрат на транспортирование пород на отвал. Результаты расчёта приведены в табл. 4.19-4.21.

Графические зависимости изменения удельных затрат на автотранспорт при расстоянии перемещения груза 2,18; 3; 4 и 5км представлены на рисунке рис. 4.5.

Таблица 4.16 - Сводная таблица хронометражных замеров показателей работы автосамосвалов.

Дата	Сме на	Самос -вал	Кол -во рей сов	Средн ее рас- стоян. пере- мещ.,к м	Сред- няя ско- рость,к м/ч	Сред- ний вес груза, тонны	Средне е время ождан ия погруз ки, секунд	Средн ее время устано вка под погруз ку, секунд	Средн ее время погру зки, секун д	Среднее время движения грузённ ым, секунд	Среднее время установк и под разгрузк у, секунд	Среднее время разгрузк и, секунд	Среднее время движения порожни м, секунд	Простои, не связанны е с раб. циклом, секунд
09.08.13	1	201	34	2,18	17,23	209	239,8	61,4	70,4	460,8	37,4	74,1	395,2	132,2
09.08.13	1	202	31	2,13	17,25	208,23	252,42	39,42	65,94	443,23	8,35	132,32	343,70	77,87
09.08.13	1	203	35	2,13	16,99	213,80	160,61	59,46	76,31	445,69	33,43	91,37	355,54	93,18
09.08.13	1	206	36	2,17	16,99	211,89	174,03	49,58	77,61	459,00	40,78	75,44	433,67	99,86
09.08.13	1	209	34	2,13	17,10	211,44	224,24	53,68	70,59	445,85	32,91	86,00	326,03	80,61
09.08.13	1	216	35	2,25	17,00	215,86	197,50	35,77	71,89	473,49	7,60	74,63	377,60	89,97
09.08.13	1	217	35	2,30	17,46	208,46	192,03	44,43	75,86	473,83	19,94	60,50	367,37	104,91
09.08.13	1	218	36	2,17	16,21	210,19	158,14	51,36	74,14	481,53	9,47	87,72	375,72	93,42
09.08.13	1	219	36	2,21	16,61	208,03	139,53	32,14	68,61	473,31	12,31	91,00	417,72	110,28
09.08.13	1	221	36	2,10	16,29	205,39	209,20	35,00	75,56	457,14	13,64	64,67	361,43	107,37
<i>Всего</i>			348	21,77	169,13	2102,29	1947,5	462,24	726,91	4613,87	215,83	837,75	3753,98	989,67
<i>Среднее значение</i>			34,8	2,177	16,913	210,229	194,75	46,224	72,691	461,387	21,583	83,775	375,398	98,967

Таблица 4.17 - Определение времени рейса автосамосвала и других параметров в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 2,18км).

Дсв, м	T _{ц,с}	Среднее время ожидания погрузки, секунд	Среднее время установки и под погрузку, секунд	Время погрузки, секунд	Среднее время движения гружённым, секунд	Среднее время установки и под разгрузку, секунд	Среднее время разгрузки, секунд	Среднее время движения порожним, секунд	Простои, не связанные с рабочим циклом, секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш.час	Удельн. затраты на транспорт, руб/тонну
0,1	27,59	194,8	46,2	82,77	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1364,97	554,39	26,93
0,2	28,34	194,8	46,2	85,02	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1367,22	553,47	26,98
0,3	29,04	194,8	46,2	87,12	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1369,32	552,62	27,02
0,4	29,84	194,8	46,2	89,52	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1371,72	551,66	27,06
0,5	30,74	194,8	46,2	92,22	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1374,42	550,57	27,12
0,6	31,64	194,8	46,2	94,92	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1377,12	549,49	27,17
0,7	32,64	194,8	46,2	97,92	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1380,12	548,30	27,23
0,8	33,74	194,8	46,2	101,22	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1383,42	546,99	27,29
0,9	34,84	194,8	46,2	104,52	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1386,72	545,69	27,36
1,0	36,04	194,8	46,2	108,12	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1390,32	544,28	27,43

Таблица 4.18 - Определение времени рейса автосамосвала и других параметров в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 3км).

Дсв, м	T _{цс}	Среднее Время ожидания погрузки, секунд	Среднее время установки под погрузку, секунд	Время погруз- ки, секунд	Среднее Время движения гружённ ым, секунд	Среднеев ремя установки под разгрузку, секунд	Среднее время разгруз ки, секунд	Среднее время движения порож- ним, секунд	Простои , не связанн ые с раб. циклом, секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш.час	Удельн. затраты на транс-порт, руб/тонну
0,1	27,59	194,8	46,2	82,77	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1679,77	450,49	33,14
0,2	28,34	194,8	46,2	85,02	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1682,02	449,89	33,19
0,3	29,04	194,8	46,2	87,12	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1684,12	449,33	33,23
0,4	29,84	194,8	46,2	89,52	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1686,52	448,69	33,27
0,5	30,74	194,8	46,2	92,22	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1689,22	447,97	33,33
0,6	31,64	194,8	46,2	94,92	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1691,92	447,26	33,38
0,7	32,64	194,8	46,2	97,92	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1694,92	446,46	33,44
0,8	33,74	194,8	46,2	101,22	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1698,22	445,60	33,51
0,9	34,84	194,8	46,2	104,52	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1701,52	444,73	33,57
1,0	36,04	194,8	46,2	108,12	635,0	21,6	83,8	516,6	99,0	1705,12	443,79	33,64

Таблица 4.19 - Определение времени рейса автосамосвала и других параметров в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 4км).

Дсв, м	T _{ц,с}	Среднее время ожидания погрузки, секунд	Среднее время установки и под погрузку, секунд	Время погрузки, секунд	Среднее время движения гружёным, секунд	Среднее время установки под разгрузку, секунд	Среднее время разгрузки, секунд	Среднее время движения порожним, секунд	Просто и, не связанные с раб. циклом, секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш.час	Удельн. затраты на транспорт, руб/тонну
0,1	27,59	194,8	46,2	82,77	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2063,59	366,70	40,71
0,2	28,34	194,8	46,2	85,02	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2065,84	366,30	40,76
0,3	29,04	194,8	46,2	87,12	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2067,94	365,93	40,80
0,4	29,84	194,8	46,2	89,52	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2070,34	365,51	40,85
0,5	30,74	194,8	46,2	92,22	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2073,04	365,03	40,90
0,6	31,64	194,8	46,2	94,92	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2075,74	364,55	40,95
0,7	32,64	194,8	46,2	97,92	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2078,74	364,03	40,98
0,8	33,74	194,8	46,2	101,22	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2082,04	363,45	41,08
0,9	34,84	194,8	46,2	104,52	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2085,34	362,88	41,14
1,0	36,04	194,8	46,2	108,12	846,61	21,6	83,8	688,81	99,0	2088,94	362,25	41,21

Таблица 4.20 - Определение времени рейса автосамосвала и других параметров в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 5км).

Дсв, м	T _{ц,с}	Среднее Время ожидания погрузки, секунд	Среднее время установки под погрузку, секунд	Время погруз- ки, секунд	Среднее Время движен ия гружён ным, секунд	Среднеев ремя установк и под разгрузк у, секунд	Среднее время разгруз ки, секунд	Среднее время движен ия порож- ним, секунд	Просто и, не связанн ые с раб. циклом, секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш.час	Удельн. затраты на транс-порт, руб/тонну
0,1	27,59	194,8	46,2	82,77	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2447,44	309,19	48,29
0,2	28,34	194,8	46,2	85,02	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2449,69	308,90	48,33
0,3	29,04	194,8	46,2	87,12	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2451,79	308,64	48,37
0,4	29,84	194,8	46,2	89,52	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2454,19	308,34	48,42
0,5	30,74	194,8	46,2	92,22	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2456,89	308,00	48,47
0,6	31,64	194,8	46,2	94,92	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2459,59	307,66	48,53
0,7	32,64	194,8	46,2	97,92	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2462,59	307,29	48,59
0,8	33,74	194,8	46,2	101,22	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2465,89	306,88	48,65
0,9	34,84	194,8	46,2	104,52	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2469,19	306,46	48,72
1,0	36,04	194,8	46,2	108,12	1058,26	21,6	83,8	861,01	99,0	2472,79	306,02	48,79

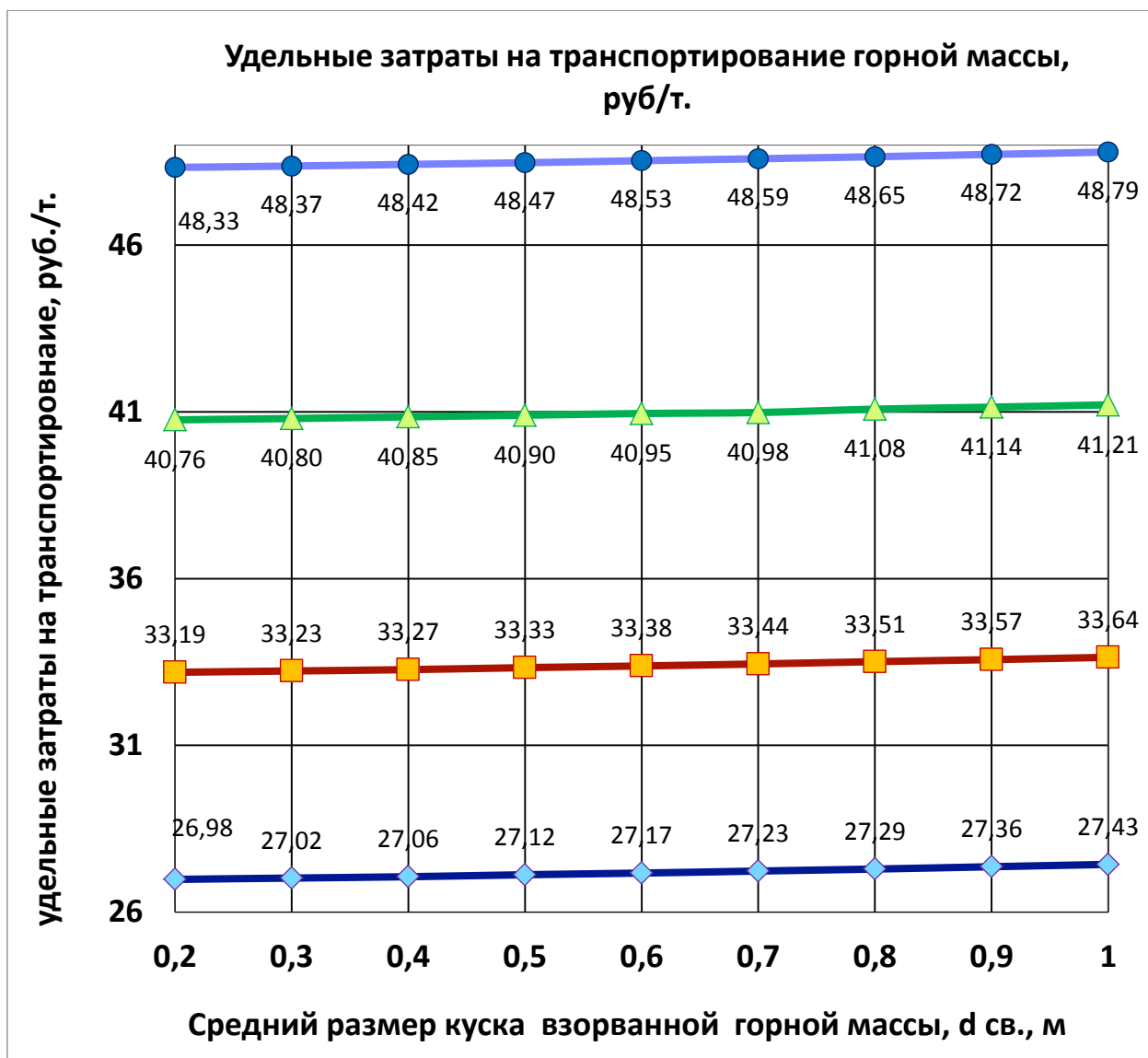


График 4.5-Зависимость удельных затрат на транспортирование вскрышных пород от расстояния и от $D_{св.}$

4.2.4 Расчёт себестоимости отвалообразования одного кубометра вскрыши

Удельные затраты на отвалообразование рассчитывались в зависимости от производительности экскаватора, т.к. именно он определяет то количество породы, которое укладывается в отвал. Расчет производительности и удельные затраты на их укладку породы в отвал представлен в табл. 4.22.

Таблица 4.22 - расчёт производительности и удельные затраты на их укладку породы в отвал.

Пара-метр	Ед. Измер.	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, м								
		0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Год. пр-ть	тыс. м ³ /год	27.764	24.117	21.611	19.677	18.141	16.827	15.666	14.667	13.756
Часо-вая пр-ть	т/ч	11.421	9.921	8.890	8.095	7.463	6.922	6.445	6.033	5.659
Часо-вая пр-ть	м ³ /ч	4.759	4.134	3.704	3.373	3.110	2.884	2.685	2.514	2.358
Уд. за- траты	руб/м ³	0,432	0,498	0,555	0,610	0,662	0,713	0,766	0,818	0,872
Уд. Затра-ты	руб/т	0,180	0,207	0,231	0,254	0,276	0,297	0,319	0,341	0,364

Удельные затраты на отвалообразование рассчитываются по формуле:

$$\text{Зуд} = \text{Змаш.час.} / Q_{\text{э.час}}; \text{руб/м}^3 \text{ или } \text{Зуд} = \text{Змаш.час.} / P_{\text{э.час}}; \text{руб/т} \quad (4.2)$$

График изменения удельных затрат на отвалообразование(руб/т) от средневзвешенного размера кусков взорванной породы приведён на рис. 4.6.

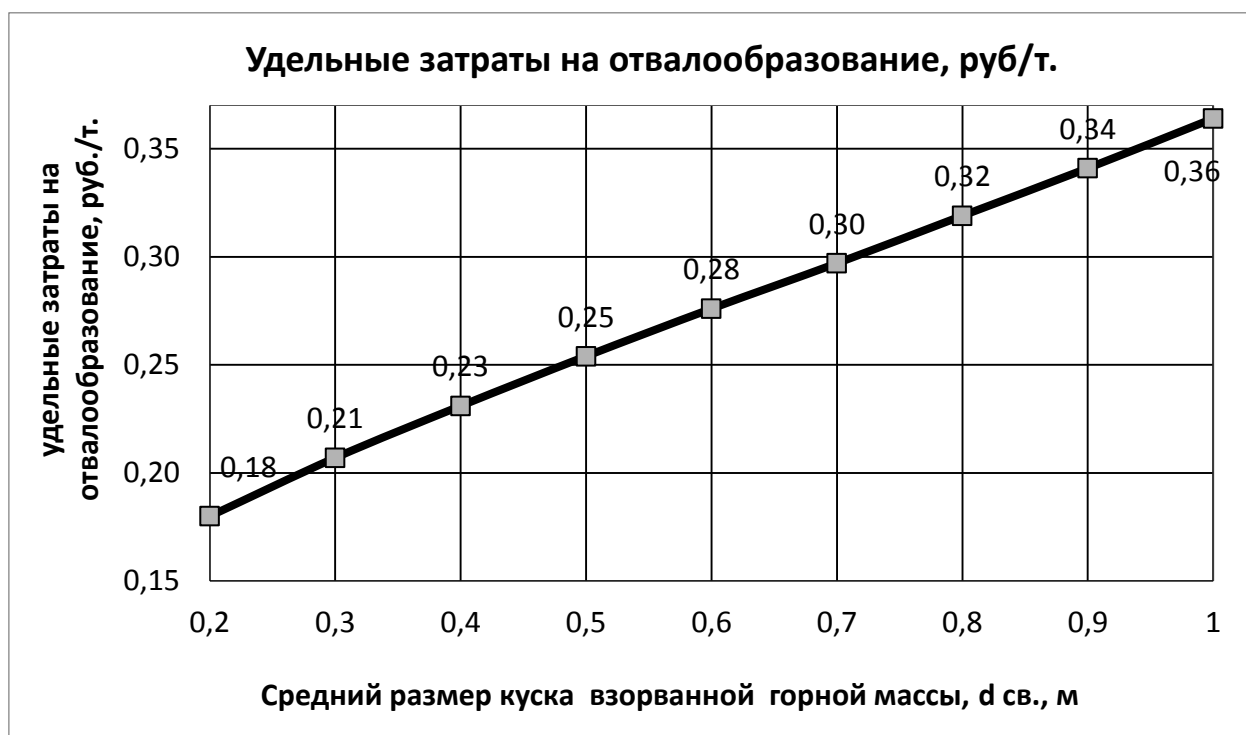


Рисунок 4.4 – Удельные затраты на отвалообразование(руб/т).

4.3 Расчет суммарной себестоимости одного кубометра вскрыши по всем основным процессам и зоны минимума затрат

Проведённые в разделе 4.2 расчёты позволяют установить суммарные удельные затраты по всем процессам исследуемой технологии. При этом можно определить минимум суммарных затрат по исследуемой технологии для следующих вариантов исходных условий работы экскаваторно-автотранспортного комплекса (табл. 4.23).

Таблица 4.23 - Варианты исходных условий работы экскаваторно-автотранспортного комплекса.

Типы разрабатываемых пород	Типы применяемых ВВ		
	по среднегодовому потреблению на разрезе «Тугнуйский»	для «сухих» скважин	для обводнённых скважин
категория пород IV	<i>Вариант №1.1</i>	<i>Вариант №1.2</i>	<i>Вариант №1.3</i>
категория пород III	<i>Вариант №2.1</i>	<i>Вариант №2.2</i>	<i>Вариант №2.3</i>

Для каждого из этих вариантов определим суммарную себестоимость одного кубометра вскрыши по всем основным процессам и зону минимума затрат при изменении величины средневзвешенный размер кусков взорванной породы. Результаты расчёта представлены в табл. 4.24-4.29 и на рис. 4.7.

Таблица 4.24 - Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант № 1.1

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	104,24	42,20	26,12	18,20	14,07	11,69	9,75	8,73	7,55	6,82
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	71,6	55,94	48,38	44,61	42,58	40,99	40,32	39,50	40,14

Таблица 4.25 - Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант № 1.2.

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	94,72	38,48	23,89	16,73	12,98	10,82	9,07	8,15	7,08	6,41
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Итого:	--	67,89	53,71	46,91	43,52	41,71	40,31	39,74	39,03	39,73

Таблица 4.26-Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант № 1.3.

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	118,51	47,76	29,45	20,40	15,70	12,99	10,78	9,62	8,26	7,43
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	77,17	59,27	50,58	46,24	43,88	42,02	41,21	40,30	40,75

Таблица 4.27 -Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант № 2.1.

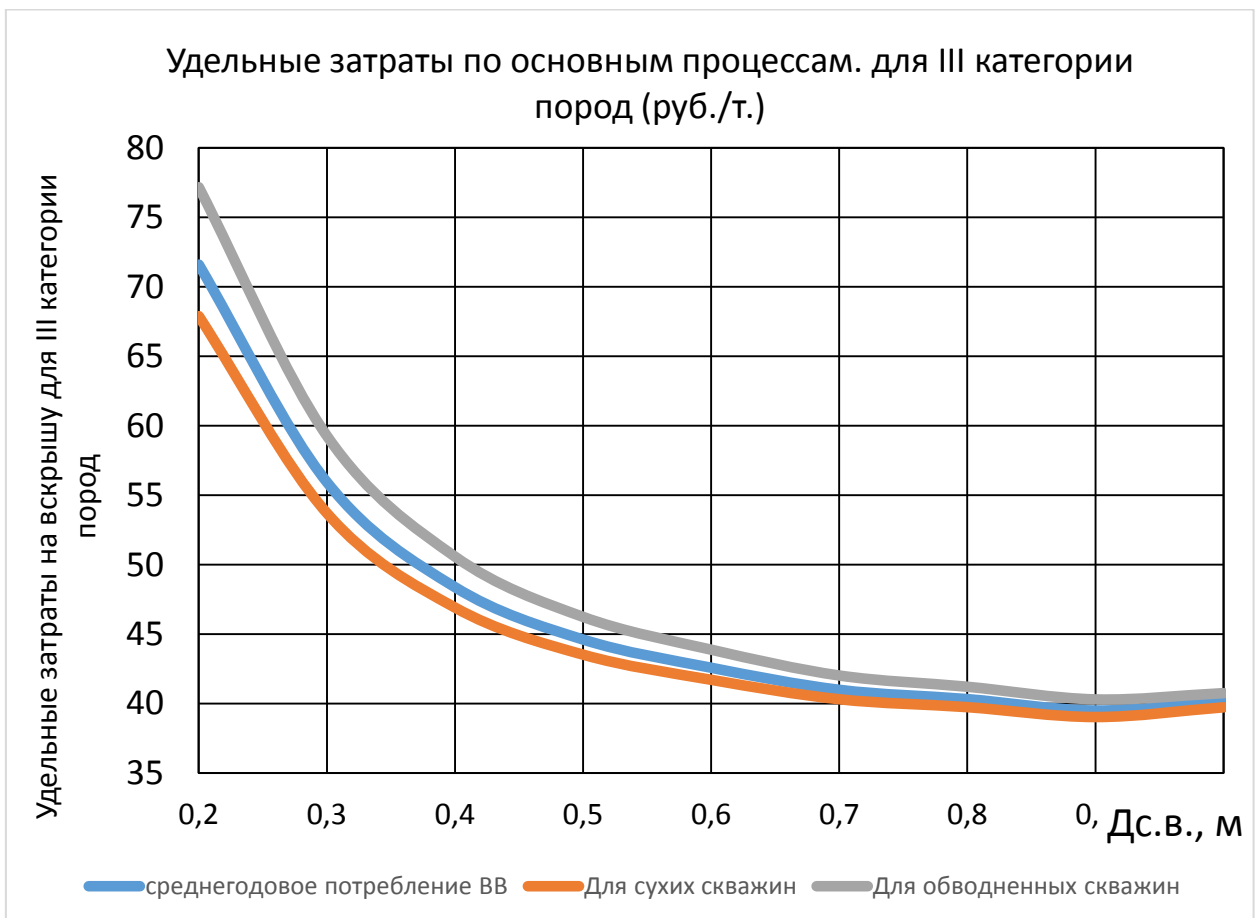
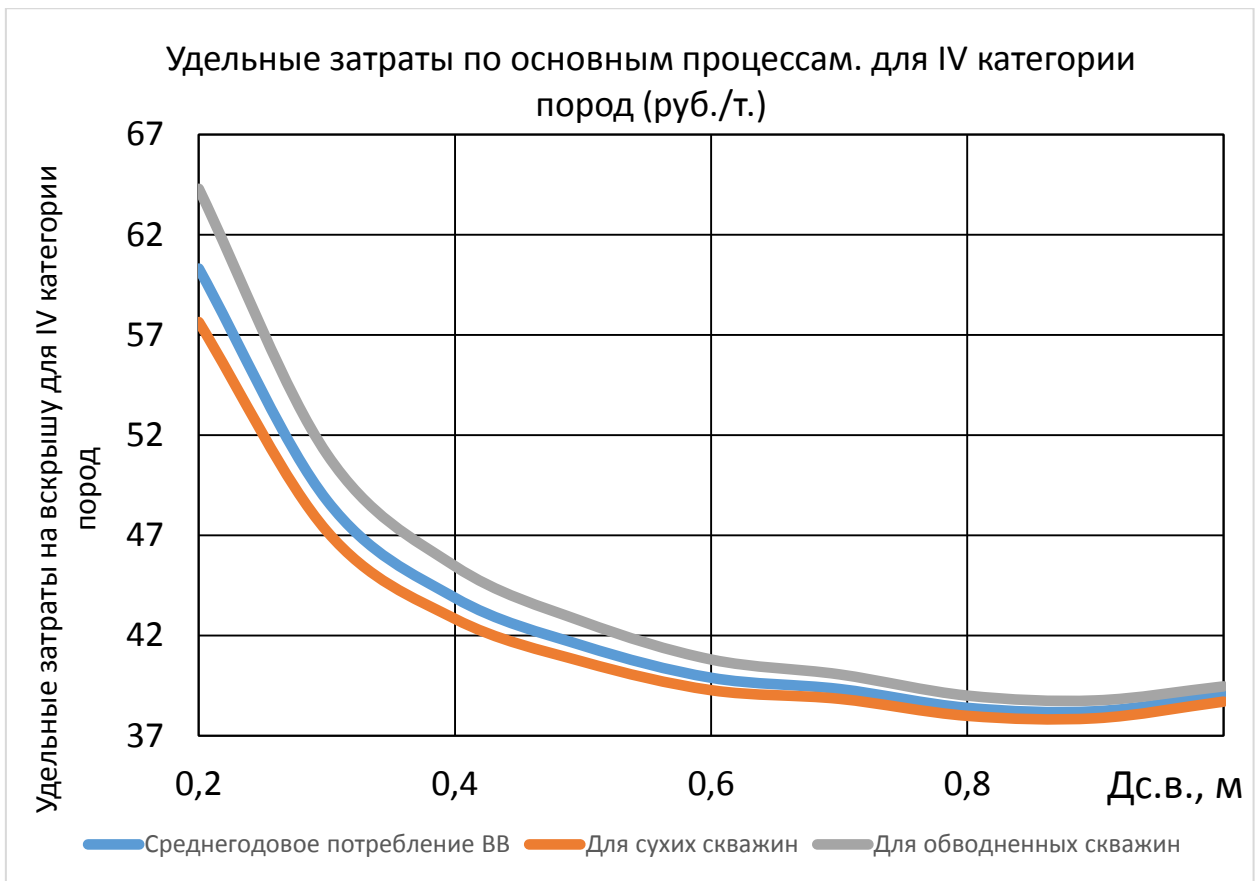
Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	79,60	30,90	18,92	13,70	10,95	9,00	8,09	6,80	6,27	5,69
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	60,31	48,74	43,88	41,49	39,89	39,33	38,39	38,22	39,01

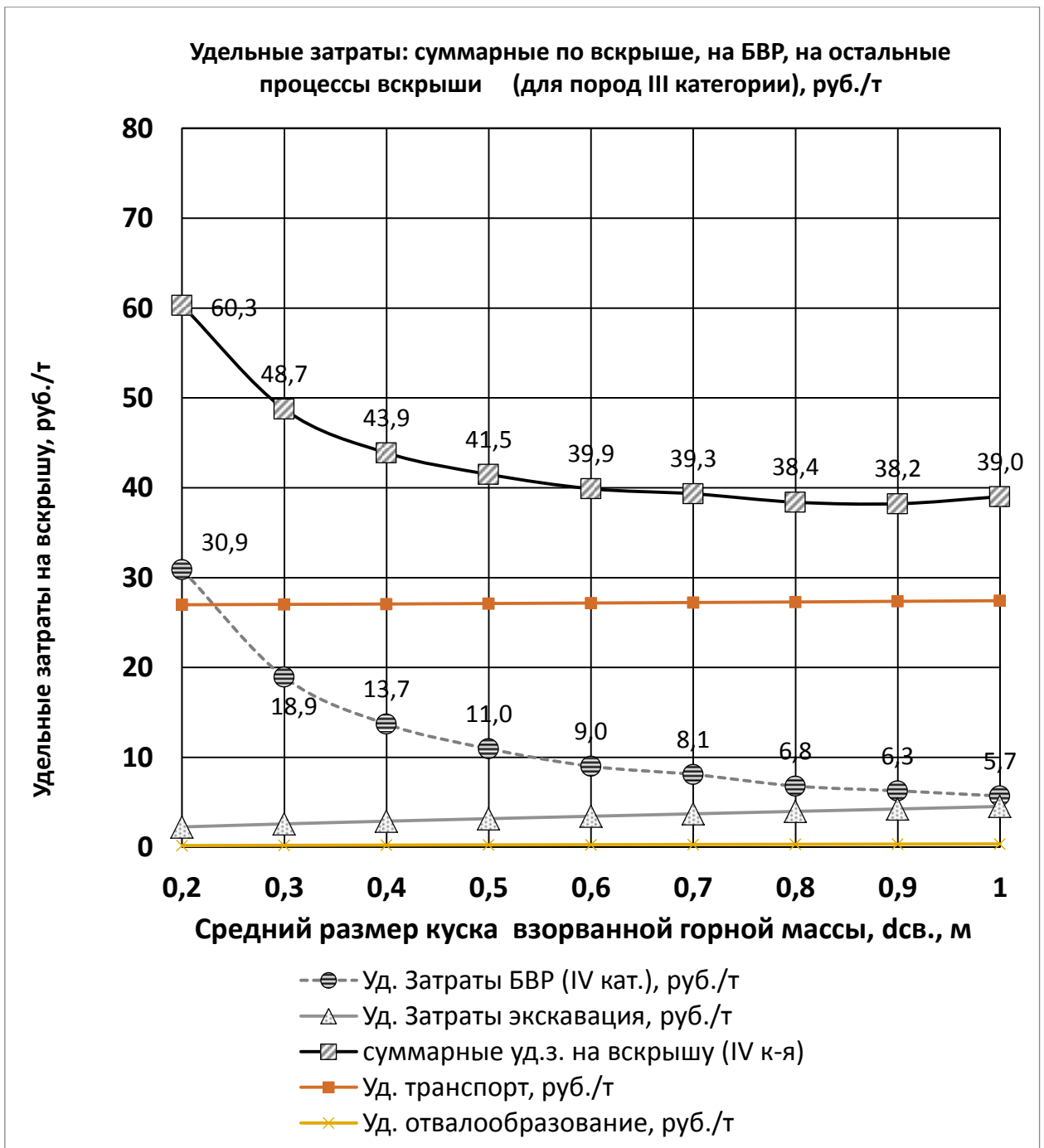
Таблица 4.28 -Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб./т). Вариант № 2.2.

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	72,38	28,23	17,38	12,65	10,15	8,38	7,60	6,40	5,92	5,38
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	57,64	47,20	42,83	40,69	39,27	38,84	37,99	37,87	38,70

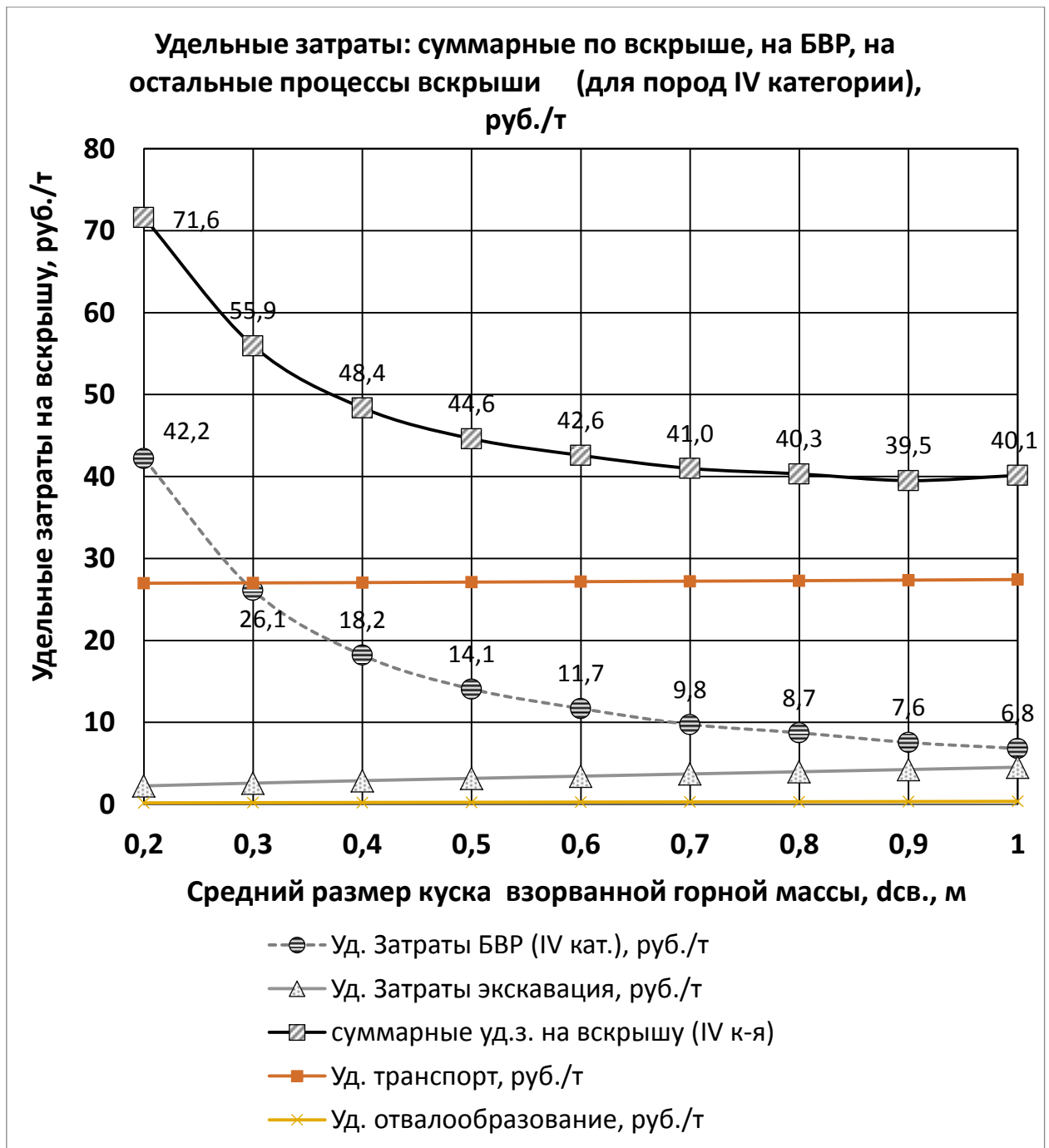
Таблица 4.29 –Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант № 2.3.

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	90,43	34,88	21,23	15,28	12,15	9,91	8,82	7,41	6,81	6,14
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	64,29	51,05	45,46	42,69	40,80	40,06	39,00	38,76	39,46





в) - Удельные затраты по процессам при разработке пород категории III.



г) - Удельные затраты по процессам при разработке пород категории IV).

Рисунок 4.7 - Графики зависимости изменения суммарных удельных затрат технологии применения экскаватора Visurgus 495HD от величины средневзвешенного размера кусков для вариантов.

Все графические зависимости изменения суммарных удельных затрат рассматриваемой технологии от величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы имеют зону минимума затрат.

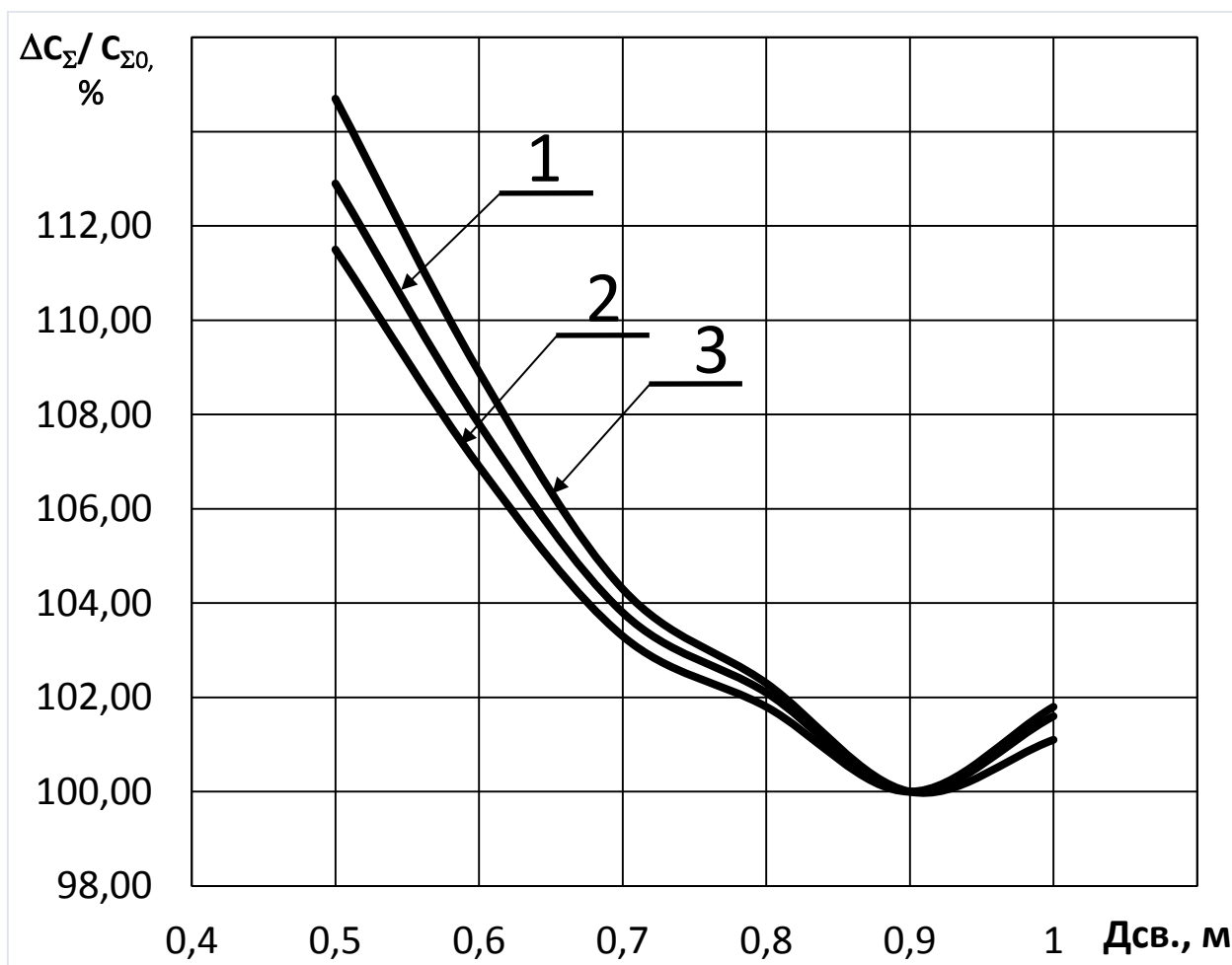
Величина минимальных суммарных удельных затрат технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD в горнотехнических условиях разреза «Тугнуйский» в точке минимума сравнительно мало отличается от предыдущего значения, соответствующего величине $D_{св}=0,8$ м. Увеличение величины удельных затрат при этом изменяется в пределах 1,8-2,3% и 0,32-0,62% соответственно для пород III и IV категории (табл. 4.30). Дальнейшее уменьшение величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы увеличивает величину удельных затрат на 2,6-3,4% и 3,3-4,3% соответственно для пород III и IV категории. Дальнейшее уменьшение кусковатости взорванных вскрышных пород приведёт к возрастанию суммарных затрат от минимального уровня, а при величине $D_{св}=0,5$ м превышение составляет 8,6 и 12,9% для пород соответственно III и IV категории при конструкции заряда в скважине по среднегодовому потреблению ВВ.

Таблица 4.30 - Изменение суммарных удельных затрат (руб/т) по технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD в условиях разреза «Тугнуйский» и их относительное увеличение от минимального уровня от величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы для принятых вариантов.

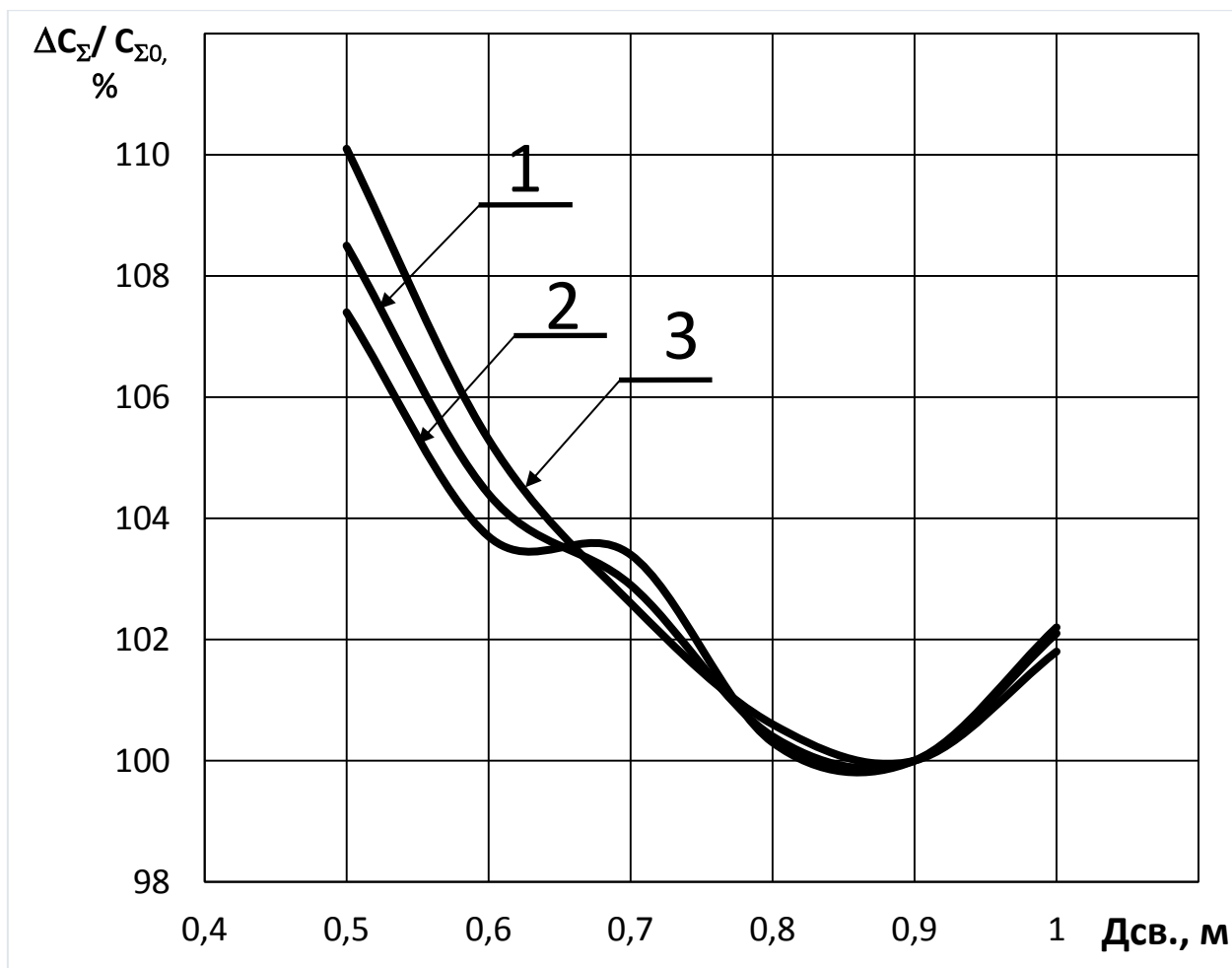
Варианты	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м					
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Вар. № 1.1	44,61	42,58	40,99	40,32	39,50	40,14
	112,9%	107,8%	103,8%	102,1%	100%	101,6%
Вар. № 1.2	43,52	41,71	40,31	39,74	39,03	39,73
	111,5%	106,9%	103,3%	101,8%	100%	101,8%
Вар. № 1.3	46,24	43,88	42,02	41,21	40,30	40,75
	114,7%	108,9%	104,3%	102,3%	100%	101,1%
Вар. № 2.1	41,49	39,89	39,33	38,39	38,22	39,01
	108,6%	104,4%	102,9%	100,4%	100%	102,1%
Вар. № 2.2	40,69	39,27	38,84	37,99	37,87	38,70
	107,4%	103,7%	103,4%	100,3%	100%	102,2%
Вар. № 2.3	42,69	40,80	40,06	39,00	38,76	39,46
	110,1%	105,3%	102,6%	100,6%	100%	101,8%

Существующие в настоящее время горнотехнические условия эксплуатации оборудования разреза «Тугнуйский» и сложившиеся издержки на оборудование, энергоресурсы и заработную плату определяют пологость в

зоне минимума зависимости суммарных удельных затрат по технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD от величины средневзвешенного размера кусков. В таком случае при определении параметров основных процессов (БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования), обеспечивающих оптимальные условия разработки, целесообразно рассмотреть и рекомендовать некоторый диапазон их величины, который соответствует средневзвешенному размеру кусков взорванной породы $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м. При этом относительное увеличение суммарных удельных затрат технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD в условиях разреза «Тугнуйский» от минимального уровня гарантированно не будет превышать 10% (рис. 4.8).



**а) трудно взрываемые породы - категория IV (Относительное увеличение от минимума суммарных издержек для различных типов ВВ:
1- по среднегодовой структуре потребления ВВ; 2 - ВВ для «сухих» скважин; 3- ВВ для обводненных скважин.)**



**б) средне взрываеемые породы - категория III (Относительное увеличение от минимума суммарных издержек для различных типов ВВ:
1- по среднегодовой структуре потребления ВВ; 2 - ВВ для «сухих» скважин; 3- ВВ для обводненных скважин.)**

Рисунок 4.8 - Графические зависимости относительного увеличения от минимума суммарных удельных затрат по технологии применения экскаватора *Vicugus 495HD* от величины средневзвешенного размера кусков.

Таким образом, установлено, что графическая зависимость изменения суммарных затрат на разработку полускальных пород экскаватором *Vicugus-495HD* для условий разреза «Тугнуйский» с последующим транспортированием их автосамосвалами *БелАЗ-75306* и укладкой в бульдозерный отвал от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород имеет зону минимальных значений издержек, которая определяет оптимальную величину средневзвешенного размера кусков взорванных пород 0,85-0,90м,

Величина минимальных суммарных удельных затрат технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD в горнотехнических условиях разреза «Тугнуйский» сравнительно мало отличается от предыдущего значения, соответствующего величине $D_{св}=0,8\text{м}$. Увеличение величины удельных затрат при этом изменяется в пределах 1,8-2,3% и 0,32-0,62% соответственно для пород III и IV категории. Дальнейшее уменьшение величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы увеличивает величину удельных затрат на 2,6-3,4% и 3,3-4,3% соответственно для пород III и IV категории. Дальнейшее уменьшение кусковатости взорванных вскрышных пород приведёт к возрастанию суммарных затрат от минимального уровня, а при величине $D_{св}=0,5\text{м}$ превышение составляет 8,6 и 12,9% для пород соответственно III и IV категории (при конструкции заряда в скважине по среднегодовому потреблению ВВ).

Выводы по главе 4

1. Установлены зависимости изменения себестоимости буровзрывной подготовки одного кубометра вскрыши для характерных горнотехнических условий разреза «Тугнуйский» при различной кусковатости взорванной горной массы.

2. Определена зависимость изменения величины удельных затрат на экскавацию при применении в условиях разреза «Тугнуйский» экскаватора Bucyrus-495HD и бульдозера в забое KOMATSU – WD600-3 от кусковатости взорванных пород.

3. Установлена зависимость изменения удельных затрат на автотранспорт как функцию величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород (при расстоянии перемещения груза 2,18км).

4. Установлена зависимость изменения удельных затрат на отвалообразование от средневзвешенного размера кусков взорванной породы.

5. Проведённые расчёты показали, что минимальные издержки при $L_{тр.} = 3, 4$ и 5 км также соответствует $D_{св} = 0,6-0,9$ м. Причиной этого является сравнительно низкое влияние кусковатости взорванных пород на производительность автосамосвалов БелАЗ-75306 (грузоподъёмностью 220 тонн) и, соответственно, на затраты по сравнению с увеличением издержек от возрастания расстояния перемещения груза.

6. Величина минимальных суммарных удельных затрат технологии применения экскаватора Bucyrus 495HD в горнотехнических условиях разреза «Тугнуйский» сравнительно мало отличается от предыдущего значения, соответствующего величине $D_{св}=0,9$ м. Увеличение величины удельных затрат при этом изменяется в пределах 1,8-2,3% и 0,32-0,62% соответственно для пород III и IV категории. Дальнейшее уменьшение величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы увеличивает величину удельных затрат на 2,6-3,4% и 3,3-4,3%

соответственно для пород III и IV категории. Дальнейшее уменьшение кусковатости взорванных вскрышных пород приведёт к возрастанию суммарных затрат от минимального уровня, а при величине $D_{св}=0,5м$ превышение составляет 8,6 и 12,9% для пород соответственно III и IV категории (при конструкции заряда в скважине по среднегодовому потреблению ВВ) Изменение рентабельности показано на рисунке 4.9.

Таблица 5.8 – Удельные эксплуатационные затраты (при $K_{в}=4,74м^3/т$) в млн.руб.

Наименование параметра	Значения по вариантам			
	Вариант № 1	Вариант № 2	Вариант № 3	Вариант № 4
$D_{св}$	0,5	0,7	0,9	1,0
Пр-ть экскават. $м^3/год$	19.677.479,14	16.826.832,79	14.666.616,06	13.755.764,32
ЗΣ4	45,71	41,59	40,00	40,64 39,64
Год. доб. угля (при $K_{в}=4,74м^3/т$), т	4.151.366,91	3.549.964,72	3.094.222,80	2.902.059,98
Экспл. затраты от вскрыши, тыс. руб.	899.457.571,5	699.827.975,7	586.664.642,4	559.034.262,0 545278497,6
Экспл. затраты на добычу угля ($Z_{у}=40,00руб/т$)	166.054.676,4	141.998.588,8	123.768.912,0	116.082.399,2
Зi Суммарные эксп.затраты, тыс.руб.	1.055.512.248	841.826.564,5	710.433.554,4	675.116.661,2 661360896,8
Удельные эксплуатационные затраты на 1т угля (от вскрыши), руб./т	216,67	197,14	189,60	192,63
C_i Удельные эксплуатационные затраты на 1т угля (всего), руб./т	256,67	237,14	229,6	232,63 227,89
Вi Выручка от реализ. продукц., тыс. руб.(1171 р/т)	4.861.250.652	4.157.008.687	3.623.334.899	3.398.312.237
Выручка от реализ.продукции, тыс. руб.(2300 р/т)	9.548.143.893	8.164.918.856	7.116.712.440	6.674.737.954
Вi - Зi	3.805.738.404	3.315.182.123	2.912.901.345	2.723.195.576 2.736.951.340
(Вi - Зi) · 0,153	582.277.975,8	507.222.864,8	445.673.905,8	416.648.923,1 418.753.555,0
$\Delta C_{полн} = 1,07 \cdot C_i \cdot Q_i$; тыс. руб	1.140.118.539	900.767.338,1	710.433.554,9	722.363.648,1 707.644.980,3
Прирост валовой прибыли, тыс.руб.	3.138.854.133	2.749.018.484	2.467.227.438	2.259.299.666 2.271.913.702
$\Delta П_{вi};\%$	+27,22%	+11,42%	100%	-8,43% -7,92%
Рентаб.,%	297	327	347	335 344
$\Delta P, \%$	-50%	-20%	100	-12 -3%

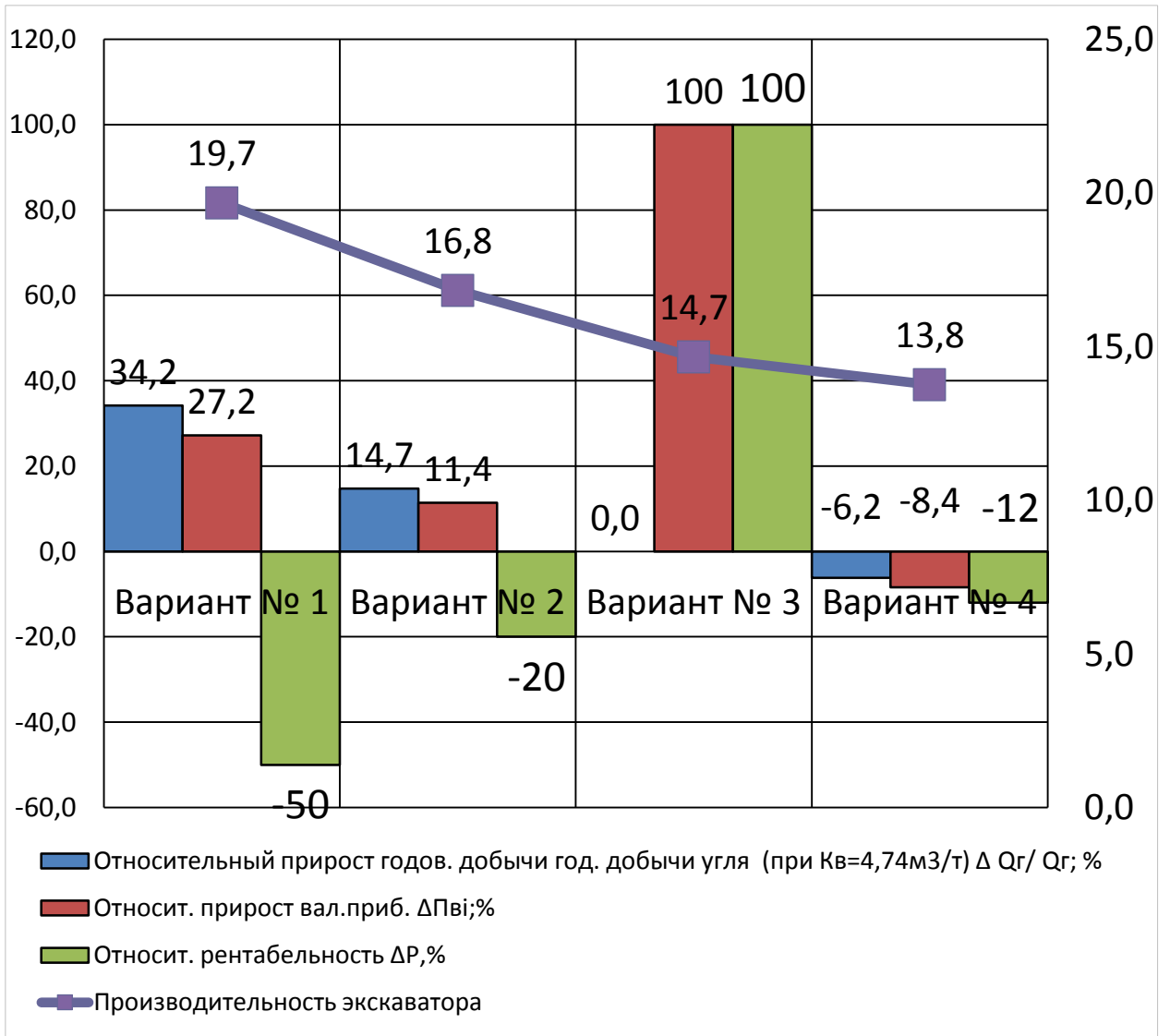


Рисунок 4.9 – Изменение рентабельности при различных вариантах.

5. РЕКОМЕНДАЦИИ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНО- АВТОТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСА РАЗРЕЗА «ТУГНУЙСКИЙ», АЛГОРИТМ И МЕТОДИКА

5.1 Обоснование параметров основных процессов: БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования, которые обеспечивают оптимальные условия разработки

Прежде, чем определять параметры технологии, обеспечивающие минимум суммарных затрат на разработку вскрыши, напомним, что зависимость изменения суммарных затрат на разработку полускальных пород экскаватором Bucyrus-495HD для условий разреза «Тугнуйский» от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород имеет слабо выраженную зону минимальных значений издержек. Она определяет оптимальную величину средневзвешенного размера кусков взорванных пород 0,6-0,90м. При этом в зоне минимума суммарных удельных затрат значения издержек сравнительно мало отличается друг от друга. Уменьшение кусковатости взорванных вскрышных пород до величины $D_{св}=0,5\text{м}$ приведёт к возрастанию суммарных затрат от минимального уровня на 8,6 и 12,9% соответственно для пород соответственно III и IV категории. Учитывая возможные колебания стоимости энергоресурсов, вспомогательных материалов и т.п., считаем целесообразным при определении параметров основных процессов, обеспечивающих оптимальные условия разработки, рекомендовать диапазон их величины, который соответствует средневзвешенному размеру кусков взорванной породы $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м.

В соответствии с ранее произведёнными расчётами установлено изменение величины удельного расхода ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$) от кусковатости взорванных пород (для пород III и IV категории), которое представлено в табл. 5.1.

Таблица 5.1 - Изменение величины удельного расхода ВВ (кг/м³) от кусковатости взорванных пород (для пород III и IV категории).

Категория пород.	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Категория IV - трудно взрываемые породы.	8,23	3,21	1,92	1,27	0,94	0,75	0,59	0,51	0,41	0,35
Категория III -средне взрываемые породы.	6,24	2,30	1,33	0,91	0,69	0,53	0,42	0,35	0,31	0,26

Значения удельного расхода ВВ, которое обеспечивает оптимальные условия разработки и соответствует средневзвешенному размеру кусков взорванной породы $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м составляет: для трудно взрываемых пород - $0,75$ и $0,41$ кг/ м³, а для легко взрываемых пород - $0,53$ и $0,31$ кг/ м³ (см. табл. 5.1). Из просчитанных в предыдущем разделе вариантов определения удельных затрат на БВР для пород IV и III категорий, разрабатываемых при трех степенях обводненности массива (см. табл. 4.7 - 4.12). Выберем параметры БВР, которые соответствуют значениям удельного расхода ВВ: для трудно взрываемых пород - $0,75$ и $0,41$ кг/ м³, а для легко взрываемых пород - $0,53$ и $0,31$ кг/ м³ и представим их в табл. 5.2.

Ранее было установлено, что тип ВВ, применяемый в зависимости от степени обводнённости взрываемого блока вскрышных пород, практически не влияет на зону минимума суммарных затрат по всем процессам исследуемой технологии. Этот факт несколько упрощает выбор параметров основных процессов: БВР, экскавации, карьерного транспорта и отвалообразования, обеспечивающих оптимальные условия разработки. Таким образом, нам необходимо установить параметры остальных процессов для двух вариантов - для пород III и IV категории, которые соответствуют величине $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м.

В соответствии с ранее произведёнными расчётами параметров процесса экскавации для различных значений величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород установим их значения, которые обеспечивают оптимальные условия разработки (при $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м) и представим их в табл. 5.3.

Таблица 5.2- Параметры БВР, обеспечивающие оптимальные условия разработки.

№ п/п	Вариант	Категор. пород.	Конструкция заряда	Дсв, м	Лин. сопр. по подошве; реком. сетка скважин, а;в, м	Выход горн. массы с 1-й скваж., $V = a \cdot L \cdot W, м^3$	Масса Заряда в одной скважине, кг	Факт. выход горн. Массы с 1-й скваж., $V_{\phi} = a \cdot h \cdot W, м^3$	Факт. уд. Расход ВВ, кг/ м3	Уд. стоимост ь взорван. горн. массы; руб/м3	Уд. стоимост ь взорван. горн. массы; руб/т
1	Вар. № 1.1	IV	по среднегод. потребл. ВВ	0,9	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	0,41	18,12	7,55
2				0,6	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	0,75	28,05	11,69
3	Вар. № 1.2	IV	для сухих скважин: 100% «Гранулит»	0,9	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	0,41	16,98	7,08
4				0,6	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	0,75	25,97	10,82
5	Вар. № 1.3	IV	для обводн. скваж.: 100% «Эмульсолит»	0,9	9,1; 9,1*9,1	1821,82	674,07	1656,2	0,41	19,82	8,26
6				0,6	6,8; 6,8*6,8	1017,28	691,75	924,8	0,75	25,97	10,82
7	Вар. № 2.1	III	по среднегод. потребл. ВВ	0,9	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	0,31	15,05	6,27
8				0,6	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	0,53	21,59	9,00
9	Вар. № 2.2	III	для сухих скважин: 100% «Гранулит»	0,9	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	0,31	14,20	5,92
10				0,6	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	0,53	20,11	8,38
11	Вар. № 2.3	III	для обводн.х скваж.: 100% «Эмульсолит»	0,9	10,8; 10,8*10,8	2566,08	718,50	2332,8	0,31	16,35	6,81
12				0,6	8,1; 8,1*8,1	1443,42	692,84	1312,2	0,53	23,79	9,91

Таблица 5.3 - Значения годовой производительности экскаватора Bucyrus 495HD и удельные затраты на экскавацию от кусковатости взорванных пород.

№ п/п	Д _{св} , м	G, т	T _ц , сек.	Q _г год, тыс. т/ГОД	Q _г год, (ρ =2,4т/м ³) тыс. м ³ /ГОД	Q _ч =Q _г год:T _{год} , т/ч (м ³ /ч)	Z _{уд} , руб/м ³	Z _{уд т} , руб/т
6	0,6	65,59	31,64	43.539	18.141	7.462,83 (3.109,51)	8,248	3,437
9	0,9	58,39	34,84	35.200	14.667	6.033,41 (2.513,92)	10,202	4,251

При этом следует помнить, что они достигнуты при существующей на разрезе «Тугнуйский» системе организации ведения горных работ. Она подразумевает погрузку экскаватором BUCYRUS-495 HD на два подъезда БелАЗ-7530 и постоянную работу в забое бульдозера KOMATSU – WD600-3, а также включает ряд мероприятий, обеспечивающих среднее значение коэффициента использования экскаватора в течение смены

$K_{из} = 0,74$, при величине коэффициента использования рабочего времени для экскаваторов в течение года - $K_{изг} = 0,90$. Принятые значения других исходных данных: $T_{см} = 12$ ч; $n_{см} = 2$; $n_{год} = 365$; $K_{из} = 0,74$; $K_{изг} = 0,90$; угол поворота экскаватора при погрузке до 70° ; календарный фонд времени 8760 час; время в работе 7956 час. Параметры процесса экскавации в зоне минимума суммарных удельных затрат представлены в таблице 5.4.

Для определения параметров процесса «Перемещение карьерных грузов», обеспечивающих минимальные удельные затраты на технологию разработки взорванных вскрышных пород с применением экскаватора BUCYRUS-495 HD в условиях разреза «Тугнуйский», также воспользуемся расчётами, произведёнными при выполнении предыдущего раздела настоящей работы (таблица 5.5).

Таблица 5.4 - Сводная таблица параметров процесса экскавации в зоне минимума суммарных удельных затрат.

№ П/П	Д _{св} , м	G, т	Т _ц , сек.	Коэф. исп. экскав-ра в теч.года К _{изг} , %	Коэф. исп. экскав-ра в теч. смены, К _{из} , %	Календарн. фонд врем. Т _к = Т _{см} ·n _{см} ·n _{год} , час.	Годовой фонд раб. врем. Т _{год} = Т _{см} ·n _{см} ·n _{год} · К _{из} ·К _{изг} , час.	Производительность экскаватора Bucyrus 495HD при применении KOMATSU – WD600-3			Удельные затраты на экскавацию при применении Bucyrus 495HD и KOMATSU – WD600-3	
								Q ₃ год, тыс.т/год	Q ₃ год, (ρ =2,4т/м ³) тыс.м ³ /год	Q ₃ час, т/ч (м ³ /ч)	З _{уд} , руб/м ³	З _{уд т} , руб/т
1	0,6	65,59	31,64	0,90	0,74	8760	5834,16	43.539	18.141	7.463 (3.110)	8,248	3,437
2	0,9	58,39	34,84	0,90	0,74	8760	5834,16	35.200	14.667	6.033 (2.514)	10,202	4,251

Таблица 5.5 - Время рейса автосамосвала и другие параметры карьерного транспорта в зоне минимума суммарных удельных затрат технологии разработки взорванных вскрышных пород с применением экскаватора BUCYRUS-495 HD в условиях разреза «Тугнуйский» (при расстоянии перемещения груза 2,18км).

Дсв, м	Т _ц , с	Сред нее рас- стоян. пере- мещ., км	Сред- няя ско- рость, км/ч	Сред- ний вес груза, тонны	Средн ее время рейса, секунд	Среднее время ождан ия погрузк и, секунд	Средне е время установ ка под погрузк у, секунд	Время погруз ки, секунд	Средне е время движен ия грузён ным, секунд	Средне е время установ ки под разгруз ку, секунд	Средне е время разгру зки, секунд	Средне е время движен ия порожн им, секунд	Просто и, не связанн ые с раб. циклом , секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш.час	Удель н. затра- ты на транс- порт, руб/т
0,6	31,64	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	94,92	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1377,12	549,49	27,17
0,9	34,84	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	104,52	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1386,72	545,69	27,36

Таким же способом определим параметры процесса отвалообразования (табл. 5.6).

Таблица 5.6 - Параметры процесса отвалообразования в зоне минимума суммарных удельных затрат технологии разработки взорванных вскрышных пород с применением экскаватора BUCYRUS-495 HD в условиях разреза «Тугнуйский».

№ п/п	Параметр	Ед. измер.	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м	
			0,6	0,9
1	Годовая производительность	тыс. м ³ /год	18.141	14.667
2	Часовая производительность	т/ч	7.462,83	6.033,41
3	Часовая производительность	м ³ /ч	3.109,51	2.513,92
4	Удельные затраты	руб/м ³	0,662	0,818
5	Удельные затраты	руб/т	0,276	0,341

Рекомендуемые параметры основных процессов технологии применения экскаваторно-автомобильного комплекса разреза «Тугнуйский», обеспечивающие минимальные суммарные затраты на разработку вскрышных пород представлены в сводной табл. 5.7.

Таблица 5.7 – Параметры основных процессов технологии применения экскаваторно-автомобильного комплекса в условиях разреза «Тугнуйский».

Процессы	Наименование параметра	Ед. Изм.	Величина при значении Дсв.	
			0,6 м	0,9 м
БВР	Диаметр скважины	мм.	250	250
	Удельный расход ВВ и сетка скважин:			
	-для трудно взрывааемых пород	кг./ м ³ (м.)	0,75 (6,5 x6,5)	0,41 (8,5x8,5)
	-для легко взрывааемых пород	кг./ м ³ (м.)	0,53 (9 x9)	0,31 (10x10)
Экскавация	Время цикла	сек.	31,64	34,84
	Вес породы в ковше	т.	65,59	58,39
	Часовая производительность экскаватора (Bucyrus 495HD)	т./ч.	7 463	6 033
	Годовая производительность экскаватора (Bucyrus 495HD)	тыс.т./год	43 539	35 200
Перемещение карьерных	Время погрузки	сек.	94,92	104,52
	Время рейса	сек.	1 377,12	1 386,72

Процессы	Наименование параметра	Ед. Изм.	Величина при значении Дсв.	
			0,6 м	0,9 м
грузов	Часовая (на маш.час.) произв. автосам.	т./маш.час	549,49	545,69
	Оптимальное количество машин под экскаватором	ед.	13,58	11,1
Отвало-образование	Часовая производительность	т./ч	7 463	6 033
	Годовая производительность	тыс. т./год	43 540	35 200
Суммарные затраты:	-для трудно взрывааемых пород;-	руб./т	43,2	40,0
	-для легко взрывааемых пород	руб./т	40,4	37,9

Существует мнение, что увеличение производительности экскаватора даже при завышенных затратах может быть оправдано прибылью от продажи дополнительных объёмов угля. Для проверки этого утверждения было проведено сопоставление основных экономических показателей работы исследуемой технологии для четырёх вариантов значения величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород (при Дсв =0,5; 0,7; 0,9 и 1,0м). С целью исключения разглашения коммерческой тайны предприятия показатели приводятся в относительных единицах по отношению к базовому варианту, при котором обеспечивается максимальная рентабельность (Дсв = 0,9м). Результаты расчёта при величине коэффициента вскрыши $K_v=4,74\text{м}^3/\text{т}$, который соответствует нынешним условиям работы, приведены в табл. 5.8. При неоптимальных параметрах (Дсв =0,5 и 0,7м) действительно обеспечивается дополнительный объём добычи угля и прирост валовой прибыли, но рентабельность сокращается соответственно на 50 и 20%. Вариант, соответствующий Дсв =1,0м по всем показателям хуже базового.

Таблица 5.8 – Результаты сопоставление основных экономических показателей работы исследуемой технологии в зоне минимума удельных эксплуатационные затраты.

Наименование параметра	Значения по вариантам			
	Вариант № 1	Вариант № 2	Вариант № 3	Вариант № 4
Дсв	0,5	0,7	0,9	1,0
Пр-ть экскават. $\text{м}^3/\text{год}$	19.677.479,14	16.826.832,79	14.666.616,06	13.755.764,32
ЗСЗ	45,71	41,59	40,00	40,64
Год. доб. угля (при $K_v=4,74\text{м}^3/\text{т}$), т	4.151.366,91	3.549.964,72	3.094.222,80	2.902.059,98
Экспл. затраты от вскрыши, тыс. руб.	899.457.571,5	699.827.975,7	586.664.642,4	559.034.262,0

Экспл. затраты на добычу угля ($Z_u=40,00$ руб/т)	166.054.676,4	141.998.588,8	123.768.912,0	116.082.399,2
Z_i - Суммарные эксп.затраты, тыс.руб.	1.055.512.248	841.826.564,5	710.433.554,4	675.116.661,2
Удельные эксплуатационные затраты на 1т угля (от вскрыши), руб./т	216,67	197,14	189,60	192,63
C_i - Удельные эксплуатационные затраты на 1т угля (всего), руб./т	256,67	237,14	229,6	232,63
V_i Выручка от реализ. продукц., тыс. руб.(1171 р/т)	4.861.250.652	4.157.008.687	3.623.334.899	3.398.312.237
Выручка от реализ.продукции, тыс. руб.(2300 р/т)	9.548.143.893	8.164.918.856	7.116.712.440	6.674.737.954
$V_i - Z_i$	3.805.738.404	3.315.182.123	2.912.901.345	2.723.195.576
$(V_i - Z_i) \cdot 0,153$	582.277.975,8	507.222.864,8	445.673.905,8	416.648.923,1
$\Delta C_{\text{полн}} = 1,07 \cdot C_i \cdot Q_i$; тыс. руб	1.140.118.539	900.767.338,1	710.433.554,9	722.363.648,1
Прирост валовой прибыли, тыс.руб	3.138.854.133	2.749.018.484	2.467.227.438	2.259.299.666
ΔP_v ; %	+27,22%	+11,42%	100%	-8,43%
Рентаб., %	297	327	347	335
ΔP , %	-50%	-20%	100	-12

Следовательно, при определении параметров основных процессов, определяющих оптимальные условия разработки, целесообразно рекомендовать диапазон их величины, который соответствует средневзвешенному размеру кусков взорванной породы $D_{св} = 0,6$ и $0,9$ м.

5.2 Алгоритм и методика оптимизации параметров основных процессов экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза путём минимизации удельных затрат по основным процессам

5.2.1 Укрупненный алгоритм оптимизации параметров основных процессов экскаваторно-автотранспортного комплекса разреза

На рис. 5.1 представлен укрупнённый алгоритм оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский», который, на основании проведённых исследований и в соответствии с реализованной логикой методического подхода к определению оптимальных параметров технологии применения экскаватора

Viscyrus 495HD, позволяет расчётным путём определять условия эксплуатации комплекса оборудования на разрезе «Тугнуйский», обеспечивающие минимальные удельные затраты на разработку вскрышных пород.

Алгоритм позволяет произвести оптимизацию технологических параметров и минимизировать затраты по технологии в случае изменения горнотехнических условий (прочностных свойств пород, замены типа ВВ при обводнённости блока, увеличения расстояния транспортирования вскрышных пород до отвала и т.п.) и экономических факторов (стоимости дизельного топлива, ВВ, СВ, заработной платы, тарифов на электроэнергию и т.п.).

Порядок расчёта и пример оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Viscyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский» приведён в следующем разделе.

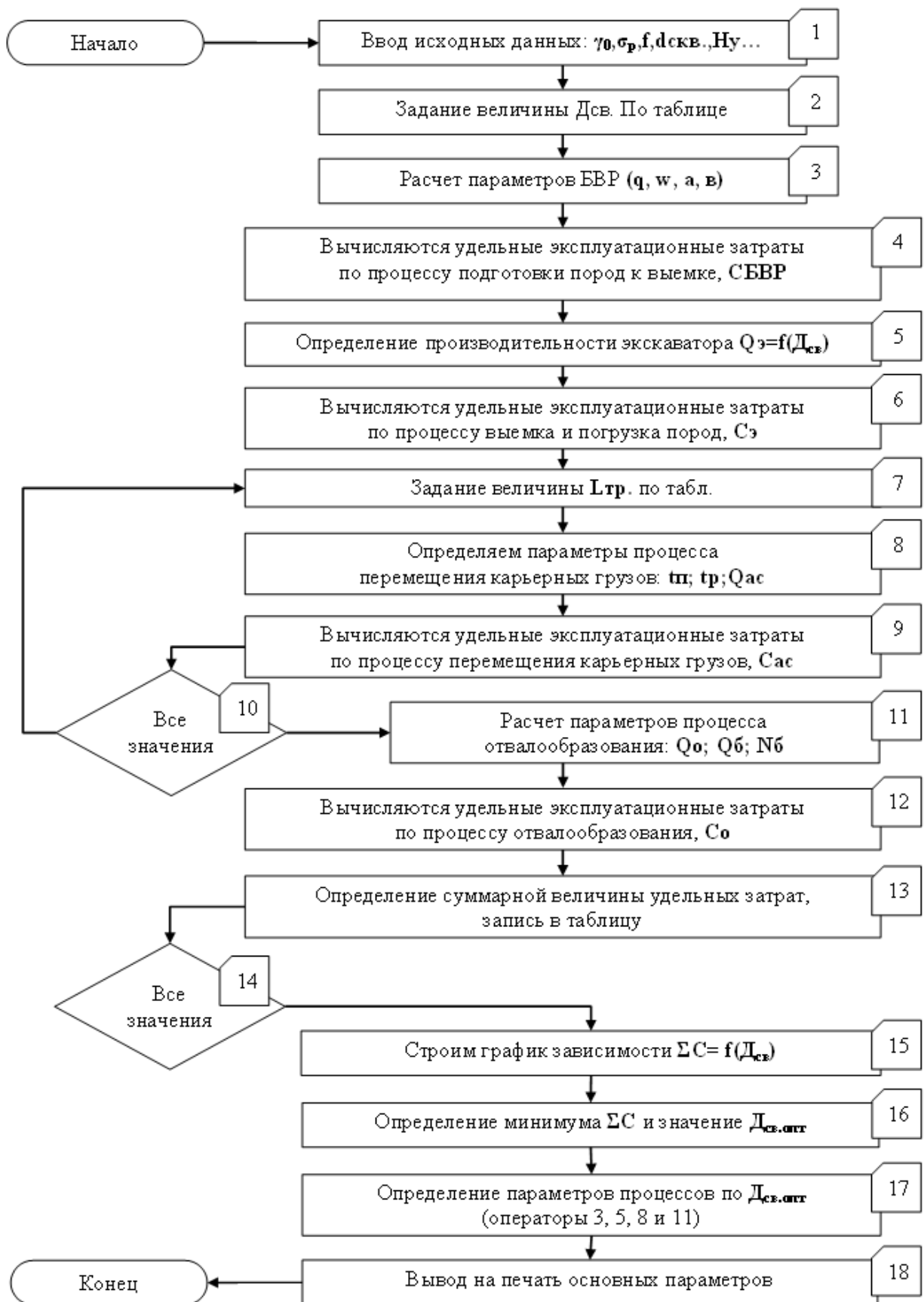


Рисунок 5.1 - Укрупненный алгоритм оптимизации параметров основных процессов на разрезе «Тугнойский».

5.2.2 Методика, порядок расчета и пример оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский»

Методика определения суммарных затрат по основным процессам при изменении условий эксплуатации основного оборудования разработана на основании укрупнённого алгоритма минимизации удельных затрат на разработку вскрышных пород при применении экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский».

Действие №1. В соответствии с последовательностью осуществления расчёта, предусмотренной разработанным алгоритмом, на первом этапе определения суммарных затрат по основным процессам оптимизируемой технологии определяются исходные данные, которые характеризуют горнотехнические условия эксплуатации комплекса оборудования. В нашем случае принимаем:

- *Исходные данные для расчёта параметров БВР.*

Категория IV - трудно взрываемые породы:

1. Диаметр скважин – 250мм; 2. Коэффициент сближения рядов скважин – 1. 3. Величина перебура - 2 м ; 4. Коэф. крепости - 10; 5.Тип пород-10;6. Плотность пород -2400кг/м³; 7. Коэф. трещиноватости -1(IV -я кат.); 8. Схема заряда в скважине – Эмульсолит - 41,5кг; Березит Э-80 - 317,4 кг; Гранулит -322 кг 9. Стоимость: Эмульсолит-27.87 руб/кг; Березит Э-80 -26 руб/кг; Гранулит-21 руб/кг.10.Объем блока – 386.000куб.м; 11.Стоимость бурения – 170,00руб/п.м.;12.Высота уступа – 20м;13.Скорость бурения – 2 п.м./мин; 14. Глубина скважин (с переб.) -22 м.15.Стоимость ВВ в скважине-16.171,005руб.

Действие №2. Задаёмся диапазоном изменения величины средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород табл. 5.9

Таблица 5.9 - Диапазон изменения величины средневзвешенного размера кусков взорванных вскрышных пород

Дсв,мм	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000
--------	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	------

Действие №3. Для моделирования взрывных работ при принятых параметрах качества дробления горной массы (см. табл. 5.9) и значений исходных данных для расчёта параметров БВР (и экономических показателей) воспользуемся программным комплексом «Blast Maker». Результаты расчёта представлены в табл. 5.10.

Программа «Blast Maker» не учитывает затраты на зарядание скважин, монтирование сети, забойку скважин, содержание машин, доставку, хранение и охрану ВВ и ВМ, поэтому стоимость взрывания 1 м³ горной массы по программе «ВМ» нас не устраивает. Произведём их расчёт в соответствии с бюджетом ООО "АЗОТТЕХ" на 2013 г., исключая издержки на собственное изготовление ВВ. Результат расчёта представлен в таблице 5.11.

Следует сказать, что для удобства проведения перерасчёта стоимостных параметров (например, при замене ВВ из-за обводнённых скважин) расчёт стоимости остальных затрат рекомендуется производить по удельному выходу горной массы с одной скважины.

Действие №4. Все вышеперечисленное позволяет определить стоимость буровзрывной подготовки 1 м³ вскрышных пород в зависимости от величины средневзвешенного размера кусков взорванной горной массы - (Д_{св}), руб/м³ (см. таблицу 4.13).

Действие №5. Определение производительности экскаватора $Q_{э}=f(D_{св})$.

Для существующей на разрезе «Тугнуйский» системе организации ведения горных работ, которая подразумевает погрузку экскаватором BUCYRUS-495 HD на два подъезда БелАЗ-7530 и постоянную работу в забое бульдозера KOMATSU – WD600-3 и включает ряд мероприятий, обеспечивающих среднее значение коэффициента использования экскаватора в течение смены

$K_{иэ} = 0,74$, при величине коэффициента использования рабочего времени для экскаваторов в течение года - $K_{иэг} = 0,90$, приняты значения

других исходных данных: $T_{см}=12ч$; $n_{см}=2$; $n_{год}=365$; $K_{из}=0,74$; $K_{изг}=0,90$; угол поворота экскаватора при погрузке до 70° ; календарный фонд времени 8760 час; время в работе 7956час.

Таблица 5.10 - Результаты расчета параметров БВР и экономических показателей программным комплексом «Blast Maker»

№ п/п	Д _{св} , мм	Сум. объем бурения, пм	Параметры БВР									
			Выход горн.массы с 1 скваж., $V = a \cdot h \cdot W, \text{ м}^3$	Линия сопр. по подошве, м	Сетка скважин, а;в, м	Сред. уд.расход ВВ, кг/м ³	Стоим. взрыван. 1 м ³ горн.массы по программе «ВМ»руб/м ³	Стоимость (заряжания, машины, хранения и охраны), руб/м ³	Стоимость бурения; руб/м ³	Стоимость ВВ руб/м ³	Стоимость сред. иниц. ком. руб/м ³	Итого: ст-ть 1 м ³ взры-ван. горн. массы руб/м ³
1	100	88,471	80,0	2	2•2	9,18	213,38	6,02	46,75	218,03	2,18	272,98
2	200	34,543	204,8	3,2	3,2•3,2	3,78	83,3	6,02	18,26	89,78	0,90	114,96
3	300	20,615	352,8	4,2	4,2•4,2	2,14	49,74	6,02	10,60	50,83	0,51	67,96
4	400	13,612	520,2	5,1	5,1•5,1	1,43	32,81	6,02	7,19	33,96	0,34	47,51
5	500	10,038	720,0	6	6•6	1,05	24,21	6,02	5,19	24,94	0,25	36,40
6	600	8,050	924,8	6,8	6,8•6,8	0,81	19,44	6,02	4,04	19,24	0,19	29,49
7	700	6,344	1155,2	7,6	7,6•7,6	0,65	15,3	6,02	3,24	15,44	0,15	24,85
8	800	5,423	1377,8	8,3	8,3•8,3	0,54	13,09	6,02	2,71	12,83	0,13	21,69
9	900	4,405	1656,2	9,1	9,1•9,1	0,46	10,62	6,02	2,26	10,93	0,11	19,32
10	1000	3,840	1920,8	9,8	9,8•9,8	0,40	9,26	6,02	1,95	9,5	0,10	17,57

Таблица 5.11 - Затраты на хранение, охрану ВМ и взрывание (включая зарядные машины и их обслуживание).

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Смета 2013г.	Норма расхода, руб/м ³
1	Объем работ- -взорванная горная масса	тыс. м ³	46250	
2	Статьи затрат			
2.1	Материалы:	тыс.руб	44.504	0,962
2.2	Топливо (уголь)	тыс.руб	5.808	0,126
2.3	Электроэнергия	тыс.руб	1.068	0,023
2.4	Передача энергии	тыс.руб	1.740	0,038
2.5	Услуги производств. характера	тыс.руб	25.018	0,541
2.6	ФОТ производственного персонала	тыс.руб	71.651	1,549
2.7	Ед.соц.налог (30%)	тыс.руб	21.495	0,465
2.8	Страхование от несч.случая (4,1%)	тыс.руб	2.938	0,064
2.9	Аренда ОС	тыс.руб	13.070	0,283
2.10	Прочие денежн. расходы	тыс.руб	68.442	1,480
2.11	Администр.хоз.расх.	тыс.руб	22.712	0,491
	Всего	тыс.руб	278.446	6,020
	Себестоимость	руб/м ³	6,020	

Учитывая установленные ранее экспериментальные зависимости изменения вес породы в ковше - $G=(56,65:D_{св}^{0,287})$ и времени цикла экскаватора - $T_{ц} = 9 \cdot e^{0,7D_{св}} + 17,94$ от кусковатости взорванной горной массы в горно-технических условиях разреза Тугнуйский, годовая производительность экскаватора выражается зависимостью:

$$Q_{з,год} = (3600 \cdot G \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}) : T_{ц} = \\ = [3600 \cdot (56,65 : D_{св}^{0,287}) \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot n_{год} \cdot K_{из} \cdot K_{изг}] : (9 \cdot e^{0,7D_{св}} + 17,94) ; \text{т/год.}$$

Результаты расчета представлены в таблице 5.12.

Таблица 5.12 - Значения изменения годовой производительности экскаватора *Vucyrus 495HD*.

№ п/п	Д _{св} , м	Q ₃ год, (ρ = 2,4т/м ³), тыс. м ³ /год	Q ₃ год:Т _{год} , т/ч	Q ₃ год:Т _{год} , м ³ /ч
1	0,1	н.д.	н.д.	н.д.
2	0,2	27.764	11.421,17	4.758,82
3	0,3	24.117	9.921,07	4.133,78
4	0,4	21.611	8.890,21	3.704,26
5	0,5	19.677	8.094,73	3.704,26
6	0,6	18.141	7.462,83	3.109,51
7	0,7	16.827	6.922,06	2.884,19
8	0,8	15.666	6.444,58	2.685,24
9	0,9	14.667	6.033,41	2.513,92
10	1,0	13.756	5.658,71	2.357,80

Действие №6. Вычисляем удельные эксплуатационные затраты по процессу выемка и погрузка пород.

В соответствии с ранее установленными затратами на содержание и обслуживание экскаватора *Vucyrus 495HD* (Табл. 5.13) и бульдозера в забое КОМАТСУ – WD600-3 (Таблица 5.14), а также с учётом изменения годовой производительности экскаватора от кусковатости взорванных пород (см. табл. 5.12), в табл. 5.15 представлены расчётные значения удельных затрат на экскавацию на разрезе «Тугнуйский».

Таблица 5.13 - Затраты на экскаватор *Vucyrus 495HD*.

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Норма расхода, руб/маш.час
1	<i>Объем работ (вскрыша на автотранспорт.)</i>	<i>тыс. м³</i>	18309	--
1.1	Время в работе	час	7956,18	
	Элементы затрат	тыс.руб		
2	Амортизация	тыс.руб	127296	15,9996
3	Услуги производств. характера	тыс.руб	43095	5,4165
4	Энергоснабжение	тыс.руб	10097	1,2691
5	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб	8572	1,0774
5.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб	6595	
5.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб	1979	

6	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ)	тыс.руб	12764	1,6043
	Всего	тыс.руб	201824	25,3669
	Итого на 1 м ³	руб/м ³	11,0232	
	Итого на 1 маш. час	руб/маш. час	25,3669	

Таблица 5.14 - Затраты на бульдозер в забое KOMATSU – WD600-3 (№3).

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Норма расхода, руб/маш. час
1	<i>Время работы</i>	<i>маш/час</i>	8572	руб/маш. час
	Элементы затрат	<i>тыс.руб.</i>		
2	Амортизация	тыс.руб.	2800,272	326,677
3	Услуги производств. характера	тыс.руб.	2342,0088	273,216
4	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб.	3011,3338	351,299
4.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб.	2316,4103	
4.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб.	694,9235	
5	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ)	тыс.руб.	8707,89737	1015,854
7	Накладные (цеховые) расходы	тыс.руб.	3684,2029	429,795
	Всего	тыс.руб	20545,715	
	Итого на 1 маш. час	тыс.руб/ма ш. час	2396,840	

Таблица 5.15 - Значения удельных затрат на экскавацию от кусковатости взорванных пород при применении экскаватора Висурис 495HD на разрезе «Тугнуйский».

№ п/п	Д _{св} , м	Q _э год:Т _{год} , м ³ /ч	Q _э год:Т _{год} , т/ч	Z _{уд} , руб/м ³	Z _{уд т} , руб/т
1	0,1	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
2	0,2	4.758,82	11.421,17	5,389	2,246
3	0,3	4.133,78	9,921,07	6,204	2,585
4	0,4	3.704,26	8.890,21	6,923	2,885
5	0,5	3.704,26	8.094,73	7,604	3,168
6	0,6	3.109,51	7.462,83	8,248	3,437
7	0,7	2.884,19	6.922,06	8,892	3,705
8	0,8	2.685,24	6.444,58	9,551	3,980
9	0,9	2.513,92	6.033,41	10,202	4,251
10	1,0	2.357,80	5.658,71	10,877	4,532

Действие №7. Задаёмся значением величины Lтр-расстоянием транспортирования от забоя до отвала вскрышных пород (2,18км) и определяем параметры процесса перемещения карьерных грузов (табл. 5.16).

Действие №8. Вычисляются удельные эксплуатационные затраты по процессу перемещения карьерных грузов.

Статистические данные позволяют нам определить величину времени рейса, производительность автосамосвала, стоимости 1 маш.час его работы и рассчитать величину удельных затрат на автотранспорт в зависимости от кусковатости взорванных пород (табл. 5.16-5.17).

Действие №9. Расчет параметров процесса отвалообразования.

Удельные затраты на отвалообразование рассчитывались в зависимости от производительности экскаватора, т.к. именно он определяет то количество породы, которое укладывается в отвал. Расчёт производительности бульдозера при укладке породы в отвал представлен в табл. 5.18.

Действие №10. Расчет величины удельных затрат на отвалообразование.

Затраты на бульдозер для отвальных работ Libherr 764 (№2) представлены в табл. 5.19. Удельные затраты на отвалообразование рассчитываются по формуле:

$$Z_{уд} = Z_{маш.час} / Q_{э,час}; \text{руб/м}^3$$

$$Z_{уд} = Z_{маш.час} / P_{э,час}; \text{руб/т}$$

Результат расчёта представлен в табл. 5.20.

Действие №11. Определение суммарной величины удельных затрат. Установленные в результате расчетов удельные затраты по основным процессам исследуемой технологии сводятся в единую таблицу (см. табл. 5.20). Для наглядности можно построить график суммарных удельных затраты по процессам (Рис. 5.2).

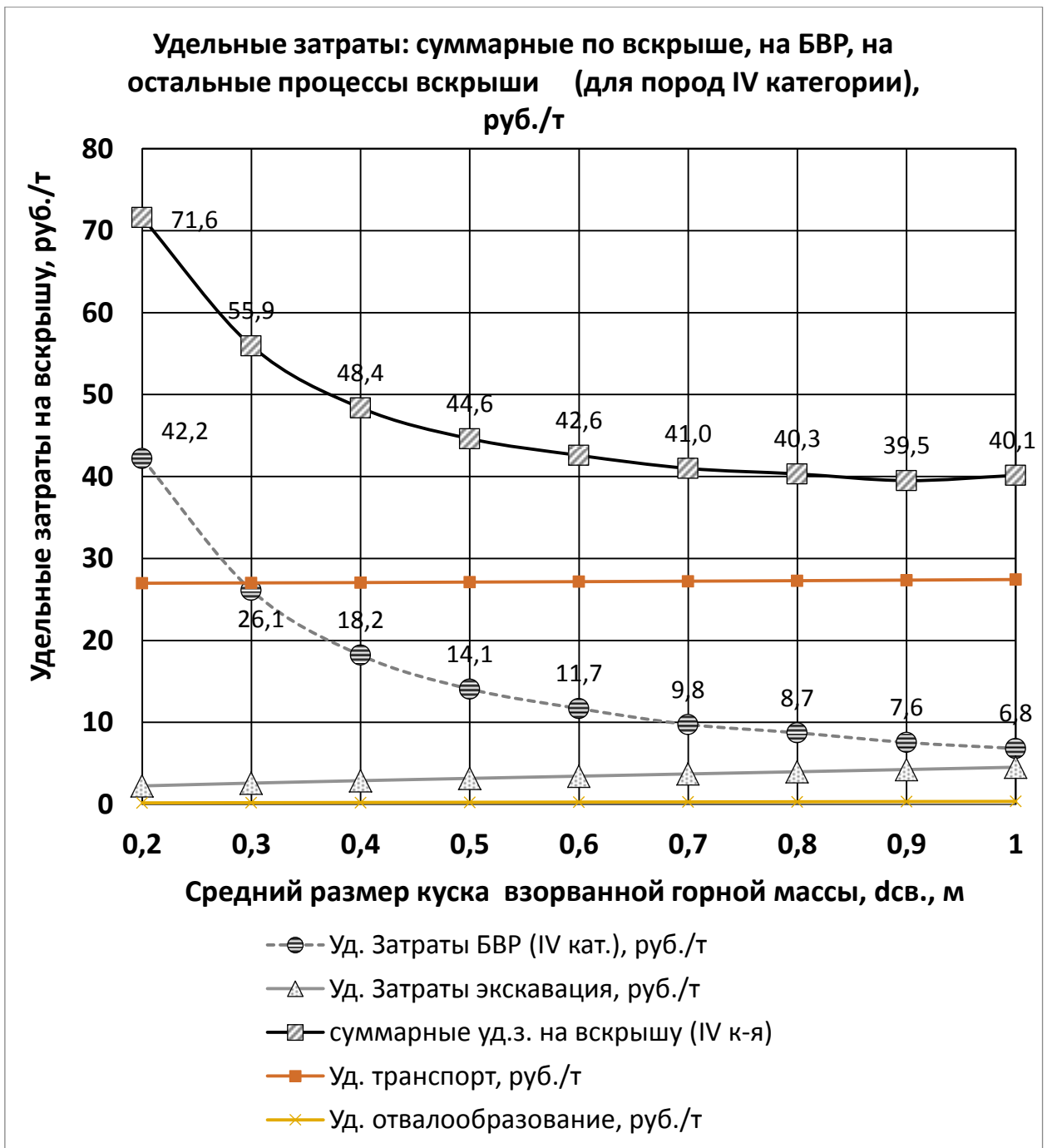


Рисунок 5.2 - Удельные затраты по процессам при разработке пород (Вариант 1, категории IV).

Таблица 5.16- Определение времени рейса автосамосвала в зависимости от средневзвешенного размера кусков взорванной породы (при расстоянии перемещения груза 2,18км).

Дсв, м	T _ц	Среднее расстояние, км	Средняя скорость, км/ч	Средний вес груза, тонны	Среднее время рейса, секунд	Среднее время ожидания погрузки, секунд	Среднее время установки под погрузку, секунд	Время погрузки, секунд	Среднее время движения гружёным, секунд	Среднее время установки под разгрузку, секунд	Среднее время разгрузки, секунд	Среднее время движения порожним, секунд	Простои, не связанные с раб. циклом, секунд	Время рейса, секунд	Часовая (на маш.час.) произв. автосам., т/маш. час	Удельн. затраты на транспорт, руб/тону
0,1	27,59	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	82,77	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1364,97	554,39	26,93
0,2	28,34	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	85,02	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1367,22	553,47	26,98
0,3	29,04	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	87,12	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1369,32	552,62	27,02
0,4	29,84	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	89,52	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1371,72	551,66	27,06
0,5	30,74	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	92,22	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1374,42	550,57	27,12
0,6	31,64	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	94,92	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1377,12	549,49	27,17
0,7	32,64	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	97,92	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1380,12	548,30	27,23
0,8	33,74	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	101,22	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1383,42	546,99	27,29
0,9	34,84	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	104,52	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1386,72	545,69	27,36
1,0	36,04	2,18	16,91	210,2	673,6	194,8	46,2	108,12	461,4	21,6	83,8	375,4	99,0	1390,32	544,28	27,43

Таблица 5.17– Расчет стоимости 1 маш.час по итогам 11 мес. 2013г.

Параметр	Ед. измер.	2013г.											
		январь	февр.	март	апр.	май	июнь	июль	август	сент.	октяб.	нояб.	всего
Затраты	тыс.руб	119470	127750	118257	169854	167904	157281	182506	128680	150189	131621	137352	
Маш.час	маш.час	10097	9683	10097	9867	10741	10327	9959	8993	8487	9039	9453	Σ=106743
Ст-ть маш.час.	тыс.руб за маш.час	11.83	13.19	11.71	17.21	15.63	15.23	18.33	14.31	17.70	14.56	14.53	Σ=164.23:11 =14.93

Таблица 5.18 - Расчет производительности и удельные затраты на их укладку породы в отвал.

№п/п	Пара-метр	Ед. Изм.	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
			0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	
1	Год. пр-ть	тыс. м3/год	27.764	24.117	21.611	19.677	18.141	16.827	15.666	14.667	13.756	
2	Часовая пр-ть	т/ч	11.421,17	9.921,07	8.890,21	8.094,73	7.462,83	6.922,06	6.444,58	6.033,41	5.658,71	
3	Часовая пр-ть	м3/ч	4.758,82	4.133,78	3.704,26	3.372,80	3.109,51	2.884,19	2.685,24	2.513,92	2.357,80	
4	Уд. Затраты	руб/м3	0,432	0,498	0,555	0,610	0,662	0,713	0,766	0,818	0,872	
5	Уд. Затраты	руб/т	0,180	0,207	0,231	0,254	0,276	0,297	0,319	0,341	0,364	

Таблица 5.19 - Затраты на бульдозер для отвальных работ Libherr 764 (№2).

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерения	Всего за 2012г.	Расход, тыс.руб/маш. час
1	<i>Время работы</i>	<i>маш/час</i>	7342	
	<i>Элементы затрат</i>	<i>тыс.руб</i>		
2	Амортизация	тыс.руб	2.321,616	0,316
3	Услуги производств. характера	тыс.руб	344,646	0,047
4	Затраты на оплату труда, в т.ч.	тыс.руб	2.356,782	0,321
4.1	ФОТ списочного состава	тыс.руб	1.754,738	0,239
4.2	Начисления на ФОТ	тыс.руб	602,044	0,082
5	Вспомогательные материалы (в т.ч. ГСМ, зап. части)	тыс.руб	7.063,004	0,962
6	Накладные (цеховые) расходы	тыс.руб	3.020,832	0,411
	Всего	тыс.руб	15.106,880	2,057
	Итого на 1 маш. час	тыс.руб/маш. час	2,057	

Таблица 5.20 - Удельные затраты по процессам (руб/т). Вариант №1- категория пород IV.

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Д _{св} ; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
БВР	104,24	42,20	26,12	18,20	14,07	11,69	9,75	8,73	7,55	6,82
Экскавация	--	2,25	2,59	2,89	3,17	3,44	3,71	3,98	4,25	5,53
Автотрансп.	26,93	26,98	27,02	27,06	27,12	27,17	27,23	27,29	27,36	27,43
Отвалообраз.	--	0,18	0,21	0,23	0,25	0,28	0,30	0,32	0,34	0,36
Итого:	--	71,6	55,94	48,38	44,61	42,58	40,99	40,32	39,50	40,14

Действие №12. Определение параметров процессов по $D_{св.опт}$

Устанавливаем значение $D_{св.опт}$, который соответствует минимуму суммарных удельных затрат по процессам, который в данном случае равен 0,9м. После этого по данным табл. 5.10 -5.20 можно установить параметры каждого из процессов, которые обеспечивают суммарный минимум затрат по технологии. В качестве оптимальных можно рекомендовать параметры основных процессов, представленные в табл. 5.21 для применения

экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский» при разработке трудно взрываемых пород IV категории и расстоянии перемещения вскрыши до отвала - 2,18км.

Анализ результатов расчета. Установленное значение оптимальных параметров основных процессов технологии может быть скорректировано по критериям, которые в определенный момент могут иметь более важное значение, чем минимум затрат. Например, таким фактором может быть производительность участка или экскаватора. В определенный момент времени может потребоваться несколько большая, чем оптимальная производительность (для обеспечения плана добычи угля). В таком случае имеется возможность выбора или оценки ущерба (от увеличения затрат на

Таблица 5.21 – Параметры процессов экскаваторно-автомобильного комплекса обеспечивающие минимальные суммарные затраты, в условиях разреза «Тугнуйский».

Процессы	Наименование параметра	Ед. Изм.	Величина при значении Дсв.	
			0,6 м	0,9 м
БВР	Диаметр скважины	мм.	250	250
	Удельный расход ВВ и сетка скважин:			
	-для трудно взрывааемых пород	кг./ м ³ (м.)	0,75 (6,5 x6,5)	0,41 (8,5x8,5)
	-для легко взрывааемых пород	кг./ м ³ (м.)	0,53 (9 x9)	0,31 (10x10)
Экскавация	Время цикла	сек.	31,64	34,84
	Вес породы в ковше	т.	65,59	58,39
	Часовая производительность экскаватора (Vucyrus 495HD)	т./ч.	7 463	6 033
	Годовая производительность экскаватора (Vucyrus 495HD)	тыс.т./год	43 539	35 200
Перемещение карьерных грузов	Время погрузки	сек.	94,92	104,52
	Время рейса	сек.	1 377,12	1 386,72
	Часовая (на маш.час.) произв. автосам.	т./маш.час	549,49	545,69
	Оптимальное количество машин под экскаватором	ед.	13,58	11,1
Отвало-образование	Часовая производительность	т./ч	7 463	6 033
	Годовая производительность	тыс. т./год	43 540	35 200
Суммарные затраты:	-для трудно взрывааемых пород;-	руб./т	43,2	40,0
	-для легко взрывааемых пород	руб./т	40,4	37,9

разработку вскрыши) от иных, отличающихся от минимальных, условий эксплуатации комплекса оборудования.

Со временем расстояние транспортирования пород от забоя до отвала обычно увеличивается. Это происходит в результате понижения рабочей зоны, отработки запасов участка и переход на новый, а также заполнения отвала и увеличение его высоты. Поэтому в процессе исследования дополнительно был произведен расчет величины суммарных затрат на разработку вскрыши при расстояниях транспортирования 3, 4 и 5 км.

Результаты расчета суммарных удельных затраты по основным процессам исследуемой технологии приведены в табл. 5.22 и 5.23.

Таблица 5.22 - Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант- категория пород IV

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Лтр=2,18км	--	71,6	55,94	48,38	44,61	42,58	40,99	40,32	39,50	40,14
Лтр=3км	--	77,81	62,15	54,59	50,82	48,79	47,20	46,54	45,71	46,35
Лтр=4км	--	85,38	69,72	62,17	58,39	56,36	54,74	54,11	53,28	53,92
Лтр=5км	--	92,95	77,29	69,74	65,96	63,94	62,35	61,68	60,86	61,50

Таблица 5.23- Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант- категория пород III

Процессы	Средневзвешенный размер кусков взорванной породы, Дсв; м									
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
Лтр=2,18км	--	60,31	48,74	43,88	41,49	39,89	39,33	38,39	38,22	39,01
Лтр=3км	--	66,65	54,95	50,09	47,70	46,10	45,54	44,61	44,43	45,22
Лтр=4км	--	74,09	62,52	57,67	55,27	53,67	53,08	52,18	52,00	52,79
Лтр=5км	--	82,66	70,09	64,94	62,84	61,25	60,69	59,75	59,58	60,37

Графические зависимости представлены на рис. 5.3 и 5.4.

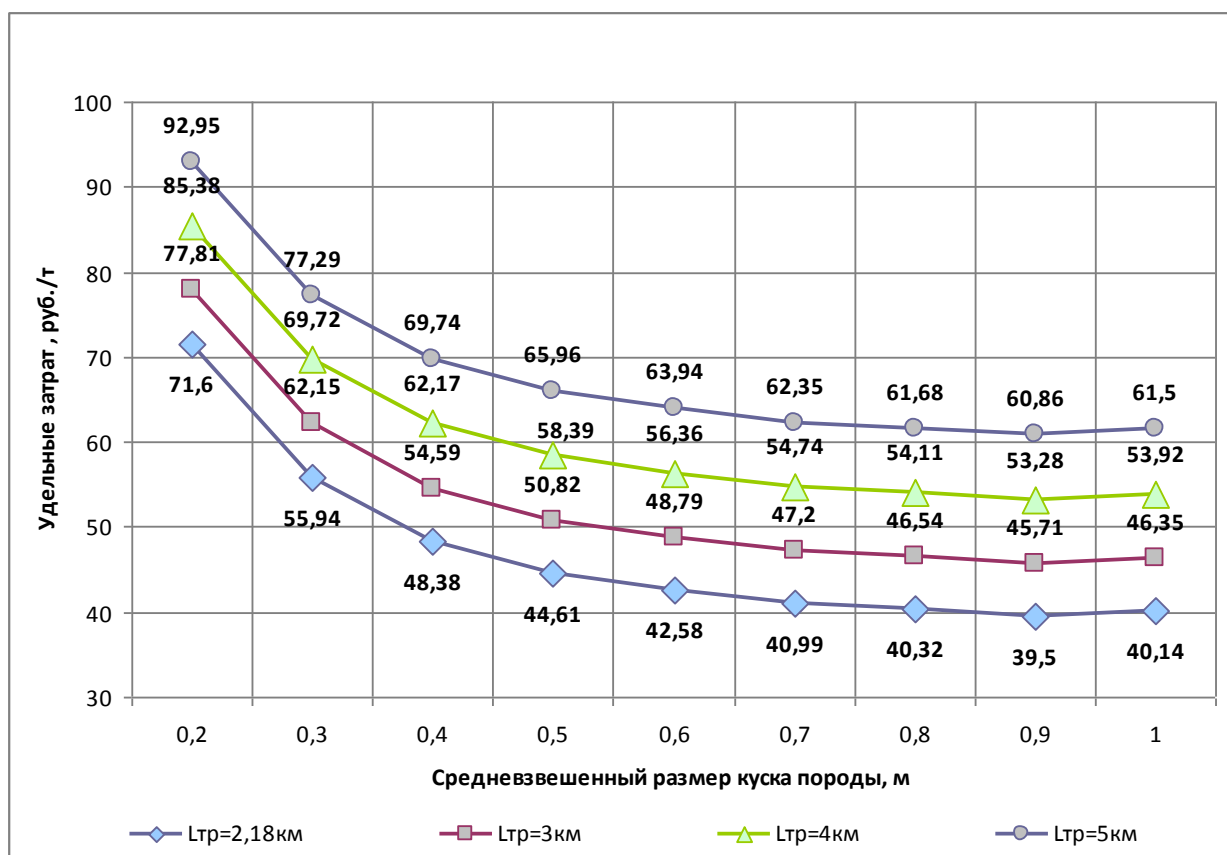


График 5.3- Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант- категория пород IV

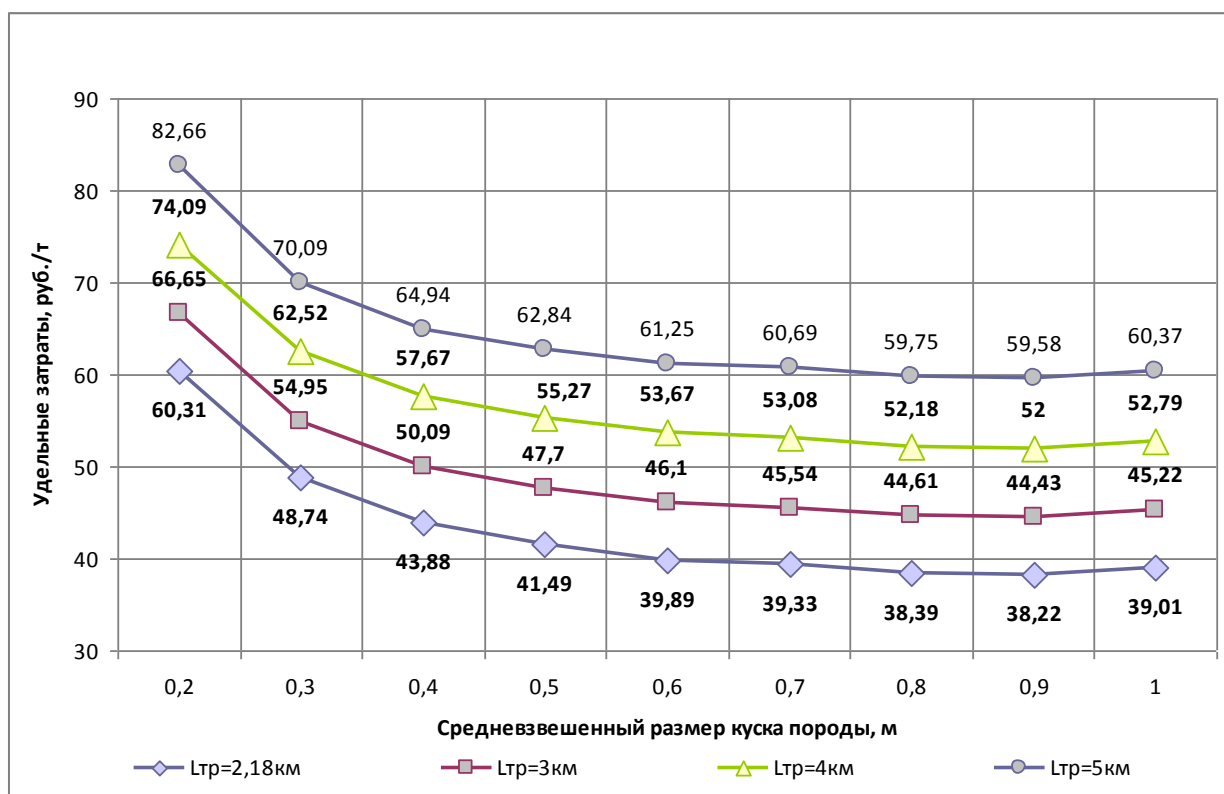


График 5.4- Суммарные удельные затраты по основным процессам технологии (руб/т). Вариант- категория пород III

Казалось, что зона минимума должна сместиться и будет соответствовать другим значениям величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы, но результаты расчета показали обратное (см. рис. 5.3 и 5.4). Причиной этого, на наш взгляд, является сравнительно низкое влияние кусковатости взорванных пород на производительность автосамосвалов БелАЗ-75306 (грузоподъемностью 220 тонн) и, соответственно, на затраты в сравнении с увеличением издержек от возрастания расстояния перемещения груза.

Рассмотренный пример оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский» показал, что разработанный алгоритм позволяет минимизировать суммарные удельные затраты на разработку вскрышных пород с учетом возможного изменения свойств разрабатываемых пород и расстояния транспортирования пород до отвала.

Выводы по главе 5

1. Разработанный алгоритм позволяет минимизировать суммарные удельные затраты на разработку вскрышных пород и определить параметры основных процессов технологии применения экскаваторно-автомобильного комплекса разреза «Тугнуйский», обеспечивающие минимальные суммарные затраты на разработку вскрышных пород. представлены в табл. 5.7.
2. Зависимость изменения суммарных затрат на разработку полускальных пород экскаватором Висугус-495HD для условий разреза «Тугнуйский» от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород имеет слабо выраженную зону минимальных значений издержек. Она определяет оптимальную величину средневзвешенного размера кусков взорванных пород 0,6-0,90м. При этом в зоне минимума суммарных удельных затрат значения издержек сравнительно мало отличается друг от друга. Уменьшение кусковатости взорванных вскрышных пород до величины $D_{св}=0,5$ м приведет к возрастанию суммарных затрат от минимального уровня на 8,6 и 12,9% соответственно для пород соответственно III и IV категории. Учитывая возможные колебания стоимости энергоресурсов, вспомогательных материалов и т.п., считаем целесообразным при определении параметров основных процессов, обеспечивающих оптимальные условия разработки, рекомендовать диапазон их величины, который соответствует средневзвешенному размеру кусков взорванной породы $D_{св}=0,6-0,9$ м.
3. При неоптимальных параметрах возможно увеличение производительности экскаватора при завышенных затратах, обеспечивается дополнительный объем добычи угля и прирост валовой прибыли, но рентабельность сокращается соответственно на 20-50 %.

4. Рассмотренный пример оптимизации параметров основных процессов при применении экскаватора Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский» показал, что разработанный алгоритм позволяет минимизировать суммарные удельные затраты на разработку вскрышных пород с учетом возможного изменения свойств разрабатываемых пород и расстояния транспортирования пород до отвала.
5. Казалось, что зона минимума должна сместиться и будет соответствовать другим значениям величины средневзвешенного размера кусков взорванной породы, но результаты расчета показали обратное (см. рис. 5.3 и 5.4). Причиной этого, на наш взгляд, является сравнительно низкое влияние кусковатости взорванных пород на производительность автосамосвалов БелАЗ-75306 (грузоподъемностью 220 тонн) и, соответственно, на затраты в сравнении с увеличением издержек от возрастания расстояния перемещения груза.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных исследований решена актуальная задача оптимизации параметров экскаваторно-автомобильного комплекса при разработке полускальных вскрышных пород экскаваторами с ковшом $41,3\text{ м}^3$ в условиях разреза «Тугнуйский», что вносит значительный вклад в развитие открытых горных работ и обеспечивает снижение затрат для технологии в целом и максимум рентабельности.

Основные результаты, выводы и рекомендации, полученные лично автором при выполнении исследований, заключаются в следующем:

1. Разработан и защищен патентом способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации основанный на совместном использовании эталонных и рабочих фотопланов, который в значительной степени снижает трудоемкость исследований, исключает помехи ведению горных работ, обеспечивает оперативность получения результата, безопасность исследований и своевременность учета изменения свойств пород при планировании буровзрывной подготовки пород.

2. В производственных условиях получены эмпирические зависимости изменения веса породы в ковше (емкостью $41,3\text{ м}^3$), времени цикла экскаватора и его производительности от величины средневзвешенного размера кусков взорванных пород $D_{св}$, которые, при применении современных компьютерных систем имитационного моделирования «Blast Maker» и автоматизированной системы диспетчеризации (АСД), позволили установить графические зависимости изменения затрат по процессам: подготовка пород к выемке, экскавация с погрузкой в автотранспорт, транспортирование и отвалообразование от величины $D_{св}$.

4. Разработана методика оптимизации параметров сопряженного-выполняемых технологических процессов разработки полускальных

вскрышных пород по критерию средневзвешенного размера кусков взорванной породы.

4. Разработана методика оптимизации параметров сопряженно выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, по критерию средневзвешенный размер кусков взорванной породы. Установлено оптимальное значение критерия, которое соответствует величине $D_{св}$ 0,6 и 0,9м.

5. Научное значение работы заключается в установлении взаимосвязей между параметрами процессов технологии разработки полускальных вскрышных пород современными экскаваторно-автомобильными комплексами (с ковшем более 40 кубометров) и определении степени их влияния на затраты по процессам, что позволяет минимизировать суммарные издержки.

6. Практическое значение работы заключается в разработке:

- методики и алгоритма оптимизации параметров сопряженно выполняемых процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающих оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса
- рекомендаций для условий разреза «Тугнуйский» при применении экскаваторов с ковшем более 40 кубометров и автосамосвалов грузоподъемностью 220 т, которые обеспечивают суммарный минимум издержек.

7. Разработанные методика оптимизации параметров сопряженно выполняемых технологических процессов разработки полускальных вскрышных пород, совокупно обеспечивающих оптимальные результаты работы всего экскаваторно-автомобильного комплекса, и рекомендации приняты для реализации разрезом «Тугнуйский» и ООО «Управление проектных работ» АО «Красноярскуголь».

Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:

в изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России:

1. **Исайченков А.Б.** Новые достижения ОАО «Разрез «Тугнуйский» // Уголь. – 2011. - № 11. – С. 20-22.
2. Артемьев В.Б., Кулецкий В.Н., **Исайченков А.Б.** Исследование факторов влияющих на производительность экскаватора Viscugus 495HD в условиях разреза «Тугнуйский» // Уголь. – 2014. - № 4. – С.69-71.
3. **Исайченков А.Б.** Оптимизация параметров технологии разработки полускальных вскрышных пород экскаватором Viscugus 495HD на разрезе «Тугнуйском» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Издательство: Горная книга (Москва) ISSN: 0236-1493. - 2015. - №6. - С. 211-215.
4. Кононенко Е.А., **Исайченков А.Б.** Влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора Viscugus 495HD. // Маркшейдерия и недропользование. – 2014. - № 6 – С.17-19.
5. Артемьев, В.Б. **Современные информационные технологии в подготовке и проведении БВР на угольных разрезах СУЭК / В.Б. Артемьев, В.А. Коваленко, А.И. Каинов, П.И. Опанасенко, А.Б. Исайченков А.Б.** // Уголь 2012. - №11.- с.6-14.
6. Опанасенко П.И., **Исайченков А.Б.** Результаты применения программно-технологического комплекса «Blast Maker» для проектирования параметров БВР на разрезе «Тугнуйский» //Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Издательство: Горная книга (Москва) ISSN: 0236-1493. - 2013. - №S2 - С. 38-57.
7. **Исайченков А.Б.** Алгоритм минимизации затрат при применении экскаватора Viscugus 495HD на разрезе «Тугнуйский» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Издательство: Горная книга (Москва) ISSN: 0236-1493. - 2014. - №9. - С. 251-253.

8. Опанасенко П.И., Исайченков А.Б. Оптимизация кусковатости взорванных полускальных вскрышных пород на разрезе «Тугнуйский» // «Горный журнал» . - 2015 – №9. – С.25-35.

9. Патент на изобретение РФ № 2570797. Способ определения влияния гранулометрического состава породы на параметры экскавации / Исайченков А.Б., Федотенко В.С., Кононенко Е.А.// Заявка № 2014138906, приоритет изобретения 25.09.14г., зарегистрировано в Государственном реестре изобретений РФ 17.11.15г. Срок действия патента истекает 25.09.2034г.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Автоматизированная система управления горными работами современного предприятия на базе геоинформационной системы K-MINE / **М.В. Назаренко, С.А. Хоменко** // Маркшейдерский вестник. – 2009. – №5. – С. 30-37.
2. **Анистратов Ю.И.** Технологические потоки на карьерах (Энергетическая теория открытых горных работ). - М.:Издательство "Глобус", 2005, - 304 с.
3. **Арсентьев А.И.** Техничко-экономические особенности поэтапной отработки карьерных полей. Развитие теории открытых горных работ. – М.: МГИ, 1991. – 321 с.
4. **Артемьев В.Б.,** Кулецкий В.Н., Исайченков А.Б. Исследование факторов влияющих на производительность экскаватора Bucyrus 495HD в условиях разреза «Тугнуйский»// Уголь. – 2014. - № 4. – С.69-71.
5. **Артемьев, В.Б. Современные информационные технологии в подготовке и проведении БВР на угольных разрезах СУЭК / В.Б. Артемьев, В.А. Коваленко, А.И. Каинов, П.И. Опанасенко, А.Б. Исайченков А.Б.** // Горный журнал Казахстана: №11, 2013 – С. 33-42.
6. **Барон Л. И.** Кусковатость и методы её измерения. – М.: Изд-во АН СССР, 1960.-122 с.
7. **Беляков Ю.И.** Проектирование экскаваторных работ / Ю. И. Беляков. – М.:Недра, 1983. – 439 с.
8. **Бирюков, А. В.** Статистические модели в процессах горного производства / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 1996. – 228 с.
9. **Бухалков М.И., Родинов В.Б., Туровец О.Г.** Организация производства и управление предприятием. Инфра-М., 2005.
10. Взрывание в зажатой среде на карьерах /М.Г. Новожилов, М.Ф. Друкованый, В. И. Ильин, И. Ф. Оксанич. – Киев: Наук. думка, 1986. – 170 с.

11. Взрывчатые вещества и средства инициирования промышленного назначения. Каталог. – М.: ГосНИП «Расчет», 2005.– 269 с.
12. **Викторов С.Д., Казаков Н.Н., Шляпин А.В., Добрынин И.А.** Определение грансостава по фотопланограммам с использованием компьютерной программы Взрывное дело: Сб. научных трудов Горного информационно-аналитического бюллетеня, ОВ № 7. – М.: Мир горной книги, 2007. – С. 169–173.
13. **Викторов С.Д.** Разработка и применение простейших взрывчатых составов / Отв. ред. акад. К.Н. Трубецкой. М.: ИПКОН РАН, 1996.
14. **Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Закалинский В.М., Рубцов С.К.** Разрушение горных пород сближенными зарядами / Под ред. акад. К.Н. Трубецкого. М.: Научтехлитиздат, 2006. 276 с.
15. **Викторов С.Д., Демидюк Г.П.** Простейшие взрывчатые вещества // Вестник АН СССР, 1985, № 4. С. 102–111.
16. **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.
17. **Викторов С.Д., Закалинский В.М.** Многошпиндельные станки для бурения взрывных параллельно-сближенных скважин // Горное оборудование и электромеханика. 2008. № 9. С. 20–22.
18. **Взрывные работы: учебник для вузов / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин.** – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.
19. **Васильев Е.И.** Некоторые вопросы обоснования производительности и размеров карьера при разработке свиты крутопадающих пластов. - М.: МГИ, 1958.
20. **Ю.Г. ВИЛКУЛ**, д-р техн. наук, проф., **В.В. ПЕРЕГУДОВ**., аспирант Криворожский технический университет «Влияние гранулометрического состава взорванной горной массы на технико-экономические показатели работы карьеров» Разработка рудных месторождений, вып. 94, 2011 с.3-7.

21. **Гмурман В. Е.** Теория вероятностей и математическая статистика. – М.: Высшая школа, 1977. – 479 с.
22. **Геоинформационная система K-MINE:** Пособие пользователя. Графическое ядро. - Кривой Рог: «КРИВБАССАКАДЕМИНВЕСТ», 2012. - 372 с.: ил.
23. **Дергачев А.Л., Швец С.М.** Оценка эффективности инвестиций в добычу полезных ископаемых. – М.: ООО “Геоинформмарк”, 2004. – 232 с
24. **Домбровский Н.Г.** , **Картвелишвили Ю.Л., Гальперин М.И.** Строительные машины часть 2. - М.: Высшая школа, 1985 . – 224 с.
25. **Друкованый М.Ф., Ефремов Э.И.** Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород // Горный журнал. 1970. № 11. С. 39–41.
26. **Друкованый М.Ф., Тартаковский Б.Н., Вишняков В.С., Ефимов Э.И.** Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытых горных разработок. – Киев: Наукова думка. 1974. – 271с.
27. **Длин, А.М.** Математическая статистика. – М.: Сов. наука, 1958. – 466 с.
28. **Жариков И. Ф.** Разработка и научное обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на открытых разработках угольных месторождений: Автореф. дис. на соиск. учен. степ. д.т.н. – М.: Ин-т горного дела им. А.А. Скочинского, 2001. - 45 с.
29. **Инвестиции:** учебник / кол. авторов; по ред. Г.П. Подшиваленко. – м.: КНОРУС, 2008. – 496 с.
30. Интенсификация дробления скальных горных пород с целью повышения эффективности горнотранспортного оборудования /**Кузнецов Г. В., Батманова А. А., Малых В. А.** и др. - М.: Недра, 1973. - 51 с.
31. **Исайченков А.Б.** Алгоритм минимизации затрат при применении экскаватора Висурус 495HD на разрезе «Тугнуйский» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. - №9. – С.251-253.

- 32. Исайченков А.Б.** Оптимизация параметров технологии разработки полускальных вскрышных пород экскаватором Bucyrus 495HD на разрезе «Тугнуйский» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. - № 6. – С.211-215.
- 33. Казангапов А.Е., Куттыбаев А.Е., Саменов Г.К., Петрунько А.Н.** Зависимость производительности экскаватора от кусковатости взорванной породы на Житикаринском карьере // Вестник Казахского национального технического университета. – Алматы, 2006. – №2. – С.153-156.
- 34. Казаков Н.Н., Лапиков И.Н.** О форме кусков раздробленной взрывом породы // Взрывное дело, № 101/58. – М.: МВК по взрывному делу АГН, 2009– С. 57–62.
- 35. Капутин Ю.Е.** Информационные технологии планирования горных работ. СПб.: «Недра», 2004. -424 с.
- 36. Кононенко, Е.А.** Исследование и разработка технологии подготовки полускальных пород при применении гидрокомплексов на карьерах. Автореф. дисс. на соиск. уч. ст. канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1982. – 16 с.
- 37. Кононенко Е.А., Исайченков А.Б.** Влияния кусковатости взорванных пород на производительность экскаватора Bucyrus 495HD. // Маркшейдерия и недропользование. – 2014. - № 6 – С.17-19
- 38. Крюков Г.М.** Модель взрывного рыхления горных пород на карьерах. Выход негабарита. Средний размер кусков в развале /Г.М. Крюков. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – 30 с.
- 39. Крысин Р.С., Новинский В.В.** Модели взрывного дробления горных пород: Монография .-Д.: АРТ-ПРЕСС, 2006. - 144 с.
- 40. Кузнецов, В. И.** Повышение эффективности взрывных работ на разрезах Кузбасса / В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов, А. В. Бирюков, В. М. Мазаев. – Кемерово: Кемеровское кн. изд-во, 1989. – 168 с.
- 41. Кузнецов В.А.** Обоснование буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках, на основе деформационного

онирования взрывааемых уступов: автореф. докт. техн. наук / В.А. Кузнецов; МГГУ. – М., 2010. – 44 с.

42. Кузнецов Г.В. Влияние горнотехнических условий на дробление горных пород / Г.В. Кузнецов, А.А. Батманова, В.А. Малых // Взрывное дело. – № 77/34. – М.: Недра, 1970. – С. 241–246.

43. Кукин, А.В. Обоснование параметров технологии переработки на щебень вскрышных пород железорудных месторождений. Автореф. дисс. на соиск. уч. ст. канд. техн. наук. – М.: МГИ, 2013. – 18 с.

44. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: ч. 2 Взрывные технологии в промышленности: учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд.. перераб. и доп. – М.: Изд-во МГГУ, 1994. – 448 с.

45. Кутузов, Б. Н. Разрушение горных пород взрывом: Учеб. для вузов. – М.: МГГУ, 1996. – 54 с.

46. Кулешов А.А. Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. М.: Недра, 1980.

47. Кулешов А.А. Проектирование и эксплуатация карьерного автотранспорта. Справочник. СПб.: 1995.

48. Лапиков И.Н. Связь энергии дробления с размерами раздробленных взрывом кусков породы // Взрывное дело, № 103/60. – М.: МВК по взрывному делу АГН, 2010– С. 141–145.

49. Латышев О. Г. Анализ гранулометрического состава разрушенных горных пород. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001.

50. Литвин, Я. О. Расчет затрат на перемещение горной массы карьерными автосамосвалами // Литвин Я. О. /Вестн. КузГТУ. 2011. № 1. – С. 31 – 33.

51. Лукичѳ С.В., Наговицын О.В., Корниенко А.В. Автоматизированное проектирование массовых взрывов в карьерах на основе моделирования разрушения горных пород. -Горн. информ.-анал. бюл. -2007. - № ОВ7. Взрывное дело. -2007. -С. 126-138

- 52. Лукичёв С.В., Наговицын О.В., Белоусов В.В., Ким А.В., Мельник В.Б.** Внедрение системы автоматизированного планирования и сопровождения горных работ. - Горный журнал, № 9, 2004, С.78-80.
- 53. Лукичёв С. В., Наговицын О. В.** Автоматизированная система MineFrame 3.0. -Горная промышленность, № 6, 2005, С.32-35.
- 54. Машуков И.В., Мюнх А.Ф., Джалов В.К., В.И. Коняхин, Филиппов В.Н., Лоскутов А.Л., Замятин С.Г.** Повышение эффективности и качества отбойки блоков в сложных горно-технических условиях на подземных рудниках // Физические проблемы разрушения горных пород / Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). Записки Горного института. Т. 171. 2007. 246 с.
- 55. Медников Н.Н.** Математические методы и модели в расчетах на ЭВМ. Учебное пособие. – М.: МГГУ, 1996.
- 56. Мельников Н.В., Марченко Л.Н., Сеинов Н.П.** Степень дробления горной массы и ее влияние на производительность горнотранспортного оборудования. – Сб. «Добыча угля открытым способом». 1967, № 8, с. 15-17.
- 57. Мельников, Н.В.** Краткий справочник по открытым горным работам. – М.: Недра, 1982. – 414с.
- 58. Мельников Н.В., Арсентьев А.И., Винницкий К.Е. и др.** Теория и практика открытых разработок. Издание второе, перераб. и доп. – М.: Недра, 1979. – 635 с.
- 59.** Методическое руководство по выбору схем ведения взрывных работ на угольных разрезах с учетом физико-механических свойств пород и использования средств механизации. – Челябинск: НИИОГР. – 1981. -100 с.
- 60. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов:** (Вторая редакция) / М-во экон. РФ, М-во фин. РФ, ГК по стр-ву, архит. и жил. политике; рук. авт. кол.:Косов В.В., Лившиц В.Н., Шахназаров А.Г. – М: ОАО “НПО “Изд-во “Экономика”, 2000. – 421 с.
- 61. Михайлов А.Г.** Проектирование параметров взрывных работ на карьерах. – Якутск: ЯФ Изд-ва СО РАН, 2002. – 268 с.

- 62. Мосинец В. Н.** Дробящее действие взрыва в горных породах. – М., Недра, 1976.
- 63. Ненашев, А. С.** Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений / Ненашев А. С., Проноза В. Г., Федотенко В. С.// Кемерово. Кузбассвуиздат. – 2010. – 246 с.100
- 64. Новожилов М.Г., Маевский А.М., Бондарь С.А.** Технологические параметры глубоких карьеров. - М.: Издательство "Недра", 1982. - 175 с.
- 65. Оводенко Г.П.** Управление горными работами на карьерах. - М.: Недра, 1978.-192 с.
- 66. Оксанич И.Ф., Миронов П.С.** Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. М., Недра, 1982, -168 с.
- 67. Орлов А.И.** Прикладная статистика М.: Издательство «Экзамен», 2004. – 656 с.
- 68. Пешкова М.Х.** Экономическая оценка горных проектов. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 422с.
- 69.** Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2003. – 144 с.
- 70. Протасов С.И.** Практикум по дисциплине « Процессы открытых горных работ»: учеб. пособие / КузГТУ. – Кемерово, 2012. – 123 с.
- 71. Пласкова Н.С.** Экономический анализ: учебник. – М.: Эксмо, 2007. – 704 с. – (Высшее экономическое образование).
- 72.** Пути повышения эффективности и экологической безопасности открытой добычи полезных ископаемых /В.И. Ческидов [и др.], Новосибирск: СО-РАН, 2010, 254 с.
- 73. Ракишев Б.Р.** Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алматы: Наука, 1983.

- 74. Репин, Н.Я.** Методические указания по расчету параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах/ Н. Я. Репин, И.А. Паначев, А. В. Бирюков, А.С. Ташкинов. – Кемерово: КузПИ, 1974. – 54 с.
- 75. Репин, Н. Я.** Технологические свойства пород угольных разрезов. Учеб. пособие / Н. Я. Репин, А. В. Бирюков, А.С. Ташкинов. – Кемерово: КузПИ, 1975. – 147 с.
- 76. Репин, Н. Я.** Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1. Учеб. пособие. – М.: Мир горной книги, изд-во МГГУ, 2009. – 188 с.
- 77. Репин Н. Я.** Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. - М.: Недра, 1978. - 256 с.
- 78. Ржевский В.В.** Открытые горные работы. ч.2 Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов в 2т., перераб. и доп. – М.: Издательство “Недра”, 1985 – 550 с.
- 79. Ржевский В.В.** Технология и комплексная механизация открытых горных работ. - М.: Недра, 1980. - 624 с.
- 80. Ржевский В. В., Новик Г. Я.** Основы физики горных пород. – М., Недра, 1984.
- 81. Ржевская, С.В.** Исследование разрыхляемости скальных и полускальных пород. Автореф. дисс. на соиск. уч. ст. канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1979. – 17 с.
- 82. Рогатин Н.Н.** Технология и механизация открытых горных работ. - М.: Недра, 1982г. -277 с.
- 83. Рождественский В.Н.** Прогнозирование качества дробления трещиноватых горных массивов при многорядном взрывании зарядов // сб. «Технология и безопасность взрывных работ» / В.Н. Рождественский/ – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. –С. 38–43.
- 84. Рубцов В.К.** Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах: дис. докт. техн. наук / В.К. Рубцов; МГИ. – М., 1971. – 412 с.
- 85. Рубцов С.К., Шлыков А.Г., Кочегаров Е.Н., Шеметов П.А., Мальгин О.В.** Опыт применения гидравлических и канатных экскаваторов

на карьере Мурунтау. Горный информационно-аналитический бюллетень № 3, 2006.

86. Саменов Г.К., М.Ж.Джумагулов Влияние кусковатости горной массы на производительность экскаваторов и автосамосвалов. КазНТУ им. К.И.

Сатпаева Поступила 10.03.11

87. Сеинов Н. П. Новые решения в развитии взрывных работ на разрезах : Учеб. пособие /Сеинов Н.П. ; М-во угольной пром-сти СССР, Ин-т повышения квалификации руководящих работников и специалистов , Каф. подзем. и открытой разраб. угольных месторождений, 53 с. ил. 20 см, М. Б. и. 1986

88. Сеинов Н. П. Ведение взрывных работ на угольных разрезах / Н. П. Сеинов, И. Ф. Жариков, 28 с. ил. 20 см, М. Б. и. 1984

89. Симаков Д.Б. Определение энергоемкости разрушения горных пород при шарошечном бурении /Угольников В.К., Симаков Д.Б., Угольников Н.В.// Горный информационно-аналитический бюллетень - М.: МГГУ, 2004. - №10. – С.78-81.

90. Симаков Д.Б. Оптимизация энергопотребления технологических процессов открытых горных работ /Угольников В.К., Симаков Д.Б. //Горный информационно-аналитический бюллетень - М.: МГГУ,2004. - №12. – С. 65-68.

91. Симаков Д.Б. Пути повышения конкурентоспособности предприятий горнорудной промышленности в современных экономических условиях / Доможиров Д.В., Симаков Д.Б., Зурков И.Е. // Горный информационно-аналитический бюллетень - М.: МГГУ,2004. - №10. – С. 87-90.

92. Симаков Д.Б. Влияние удельных затрат энергии процесса подготовки горных пород к выемке и блочности на степень взрывного дробления / Симаков Д.Б. // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы международной научно-технической конференции, г. Учалы, 2005: Сб. трудов. - Магнитогорск, 2006. - С. 226-229.

- 93. Симаков Д.Б.** Влияние блочности массива на удельные затраты энергии в процессах открытых горных работ / Симаков Д.Б. // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы международной научно-технической конференции, г. Учалы, 2005: Сб. трудов. - Магнитогорск, 2006. - С. 222-226.
- 94.** Справочник по бурению на карьерах / Т. Г. Агошашвили, В. Д. Буткин, Б. Ф. Брюхов и др.; ред. Б. А. Симкин. – М.: Недра, 1981. – 269 с.
- 95. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н.** Разрушение горных пород. – М., Недра, 1967.
- 96. Сысоев. А.А.,** Рациональный количественный состав транспортного звена вскрышных экскаваторно-автомобильных комплексов // А. А. Сысоев, Я. О. Литвин, А. А. Тихонский / Материалы международной научно-практической конференции «Сибресурс – 2010» Кемерово, 2010. – С 33– 36.
- 97. Сысоев А. А.** Инженерно-экономические расчеты для открытых горных работ: учеб. пособие / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2005. – 175 с.
- 98. Тангаев И.А.** Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – Москва: Недра, 1986. – 231 с.
- 99. Тангаев И. А.** Буримость и взрываемость горных пород. – М., Недра, 1978. 184с.
- 100. Ташкинов, А.С.** Взрывная подготовка пород в угленасыщенной зоне / А. С. Ташкинов, И.А. Паначев, А.В. Бирюков. Учеб. пособие. – Кемерово: КузПИ, 1979. – 108 с.
- 101. Ташкинов, А.С.** Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах: Учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1995.– 150 с.
- 102. Ташкинов, А.С.** Проектирование взрывных работ на угольных разрезах: Учеб. пособие / А. С. Ташкинов, В. И. Кузнецов; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1995. – 86 с.
- 103.** Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – Челябинск: НИИОГР, 1991. – 328с.

- 104. Томаков П.И., Манкевич В.В.** Открытая разработка угольных и рудных месторождений. - М.: МГТУ, 1995. - 356 с.
- 105. Томаков П. И., Терещенко А. П.** Интенсификация использования мощных карьерных экскаваторов при погрузке горной массы. «Уголь», 1970, № 11, с. 63-64.
- 106. Томаков П.И., Наумов И.К.** Технология, механизация и организация открытых горных работ. Учеб. для вузов – 3-е изд., перераб. – М.: Издательство МГИ, 1992. – 464 с.
- 107. Трубецкой К. Н.** Методика и результаты исследования влияния качества дробления горной массы на производительность погрузчиков / Сб. Повышение эффективности открытых разработок (прогнозирование развития, совершенствование техники, технологии) Отв. ред. акад. Н.В. Мельников. М.: Изд. «Наука», 1976. С. 50–61.
- 108. Трубецкой К. Н.** и др. Открытые горные работы. Справочник. – М., Горное бюро, 1994.
- 109. Трубецкой К.Н., Викторов С.Д., Закалинский В.М.** Новая концепция совершенствования буровзрывных работ на подземных рудниках // Горный журнал. 2002. № 9.
- 110. Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П., Закалинский В.М.** О новом направлении в развитии буровзрывного комплекса на открытых горных работах / Сб. Перспективы освоения недр – комплексное решение актуальных проблем. Научн. чтения им. акад. Н.В. Мельникова. М.: Изд. ИПКОН РАН. 2002. С. 84–91.
- 111. Трубецкой К.Н., Домбровский А.Н., Сидоренко И.А.** и др. Высокоуступная технология открытых горных работ на основе применения кранлайнов // Горный журнал. 2005. № 4.
- 112. Трубецкой К.Н., Малышев Ю.Н., Пучков Л.А.** и др. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. РАН, АГН, РАЕН, МИА; Под ред. К. Н. Трубецкого. М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. 478 с.

- 113. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С.** Проектирование карьеров: Учеб. для вузов - 3-е изд., перераб. - М.: Издательство Академии горных наук, 2009. - 694 с
- 114. Уткина С.И.** Экономика горного предприятия: Учебное пособие для вузов. – М.:Издательство Московского государственного горного университета, 203. – 262 с.
- 115. Хохряков В.С.** Исследование этапов развития и экономичности открытых горных работ в глубоких карьерах: Дис. на соиск. учен. степени докт. тех. наук. - М. 1966.
- 116. Шапурин А.В, Швец Е.М., Остапенко С.А., Ушаков В.Л.** Анализ существующего опыта интегрального подхода к добыче и переработке полезных ископаемых. Разработка рудных месторождений, Криворожский технический университет, вып.94, 2011. С. 3-6.
- 117. Шапурин А. В., Васильчук Я. В.** Качество дробления горных пород как результат комплексного влияния различных факторов // Вестник КТУ. 2011. № 29. С. 13–17.
- 118. Шляпин А.В., Лапиков И.Н.** Расчетный метод определения крупности дробления горных пород взрывом // Взрывное дело. Выпуск № 104/61. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2010. – С.113-121.
- 119. Щербич С.В, Артемов В.А.** Пути оптимизации параметров БВР при отработке камер Малевского рудника методом скважинных зарядов на основе учета свойств горного массива. // Сборник "Взрывное дело" №99/56 2008.С. 110-118
- 120. Юматов Б. П., Ройзман М. И.** Зависимость производительности экскаваторов и локомотивосоставов от выхода крупнокусковых фракций // Горный журнал. - 1966. - № 5. - С. 24-28.
- 121. Яковлев С.С.** автореф к.т.н.
- 122.** Влияние взрывных работ на распределение по размерам и свойствам мuckpile фрагменты. - Финн Ouchterlony, Swebrec, технический университет Лулео, 2003.

Шапурін О.В., Кирик П.Я. Руйнування гірничих порід вибухом / О.В. Шапурін, П.Я. Кирик. - Навч. посібн. - К.: ІСДО, 1995. – 280



Общество с ограниченной ответственностью
УПРАВЛЕНИЕ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ
АО «КРАСНОЯРСКУГОЛЬ»

30 марта 2016г. № 01/68

г. Красноярск, ул. Ленина, 35.
8(391) 227-02-91; 226-68-24

Для предоставления
в диссертационный совет Д 002.074.02
при ИПКОН РАН по адресу:
111020, г. Москва, Крюковский; туп., д.4.

СПРАВКА

о внедрении рекомендаций кандидатской диссертации «Оптимизация сопряжённо выполняемых технологических процессов вскрышных работ при применении современных экскаваторно-автомобильных комплексов» (на примере разреза «Тугнуйский», выполненной Исайченковым А. Б. в СУЭК под руководством к.т.н. Опанасенко П.И.

Настоящим письмом ООО «Управление проектных работ АО «Красноярскуголь» подтверждает, что рекомендации диссертационной работы Исайченкова Александра Борисовича «Оптимизация сопряжённо выполняемых технологических процессов вскрышных работ при применении современных экскаваторно-автомобильных комплексов (на примере разреза «Тугнуйский»)» были заслушаны на техническом совете. Методика оптимизации принята для обоснования параметров экскаваторно-автомобильных комплексов при проектировании вскрышных работ с использованием экскаваторов с вместимостью ковша 22-41,3м³.

Генеральный директор



А.В. Шварцкопф

**Акционерное общество
"Разрез Тугнуйский"**



671353, Республика Бурятия,
Мухоршибирский район
п. Саган-Нур, пр. 70 лет Октября, 49
Тел.: +7(3012)480700 (доб.28202)
Факс: +7(30143)22932
E-mail: TugnuyRazrez@suek.ru
PelikhKN@suek.ru

Для предоставления в
диссертационный совет Д 002.074.02
при ИПКОН РАН по адресу: 111020,
г.Москва, Крюковский; туп., д.4.

СПРАВКА

об экономической эффективности рекомендаций кандидатской диссертации
«Оптимизация сопряжённо выполняемых технологических процессов
вскрышных работ при применении современных экскаваторно-
автомобильных комплексов» (на примере разреза «Тугнуйский»,
выполненной Исайченковым А. Б. в СУЭК под руководством к.т.н.
Опанасенко П.И.

В результате технико-экономического сравнения величины суммарных удельных затрат при существующих и рекомендованных в диссертационной работе Исайченкова А.Б. «Оптимизация сопряжённо выполняемых технологических процессов вскрышных работ при применении современных экскаваторно-автомобильных комплексов» (на примере разреза «Тугнуйский») параметров основных процессов технологии разработки вскрышных работ с использованием экскаватора Bucyrus 495HD (41,3м³) на разрезе «Тугнуйский», получен экономический эффект, расчёт которого представлен в таблице.

Наименование блока	Объем взрыва		Категория пород, %		Удельный расход ВВ, кг/м ³	Дсв, м	СΣ, руб./т	Соп т, руб./т	ΔС, руб./т	Эконом. эффект. При отработке блока, тыс.руб.
	тыс.м ³	тыс.т	III	IV						
14-38	300,0	735,2	100	0	0,505	0,50	41,49	38,22	3,27	2 403,9
14-58	1500,0	4564,1	100	0	0,574	0,45	42,69	38,22	4,47	20 401,3
14-23	1300,0	2730,0	100	0	0,840	0,35	46,32	38,22	8,10	22 113,0
14-36	97,0	223,1	100	0	0,585	0,45	42,69	38,22	4,47	997,3

Наименование блока	Объем взрыва		Категория пород, %		Удельный расход ВВ, кг/м ³	Дсв, м	СΣ, руб./т	Соп т, руб./т	ΔС, руб./т	Эконом. эффект. При отработке блока, тыс.руб.
	тыс.м ³	тыс.т	III	IV						
14-38-1	480,0	1104,0	100	0	0,808	0,36	46,27	38,22	8,05	8 887,2
14-38-1, 14-49	302,0	694,6	100	0	0,844	0,35	46,32	38,22	8,10	5 626,3
	3979,0	10050,9	100	0	0,686	0,41	44,23	38,22	6,01	60 429,0
14-106 + 14-108	976,0	2824,9	0	100	0,796	0,46	46,45	39,50	6,95	19 632,9
10-363	585,0	1404,0	0	100	0,815	0,45	46,50	39,50	7,00	9 828,0
14-6,14-9	692,0	1730,0	0	100	0,926	0,42	46,40	39,50	6,90	11 937,0
14-44-1	480,0	1104,0	0	100	0,520	0,62	41,50	39,50	2,00	2 208,0
	2733,0	7062,9	0	100	0,788	0,47	45,67	39,50	6,17	43 605,9

Величина экономического эффекта выражена в рублях на 1 млн.т. пород вскрыши и составляет:

- для пород III категории – 6.012 тыс. руб.;
- для пород IV категории – 6.174 тыс. руб.

И. о. генерального директора
АО «Разрез Тугнуйский»



А.И. Каинов

**СОСТАВ РАЗДЕЛОВ РАБОТЫ, НАЛИЧИЕ ИЛЛЮСТРАЦИЙ,
ФОРМУЛ**

Раздел	Количество таблиц	Количество рисунков	Количество формул	Количество страниц
Титульный лист				1
Содержание				6
Введение	-	-	-	13
1.				5
1.1	-	1.1-1.2	-	4
1.2	-	-	-	4
1.3	1.1	-	1.1-1.5	3
выводы по гл.1				3
2.				
2.1	2.1	-	2.1-2.20	3
2.2	2.2-2.16	2.1-2.14	-	12
2.3	2.17-2.20	2.15-2.16	-	2
2.4	-	2.17	-	8
выводы по гл.2				1
3				12
3.1	3.1	3.1	3.1-3.6	
3.2.1	3.1	3.2-3.9	3.7	
3.2.2	3.2-3.3	3.10	3.8	8
3.2.3	3.4	3.11	3.9-3.10	3
3.3	3.5-3.6	3.12	3.11-3.13	12
3.4	3.7	3.13	3.14	2
выводы по гл.3				4
4				10
4.1	4.1-4.4	-	-	3
4.2.1	4.5-4.14	-	-	1
4.2.2	4.15	4.1-4.2	-	2
4.2.3	4.16-4.21	4.3-4.4	4.1	1
4.2.4	4.22	4.6	4.2	6
4.3	4.23-4.30	4.7-4.9	-	13
выводы по гл.4				5
5				4
5.1	5.1-5.8	-	-	4
5.2.1	-	5.1	-	3
5.2.2	5.9-5.23	5.2-5.4	-	3
выводы по гл.5				
ЗАКЛЮЧЕНИЕ				3
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ				12
Приложение 1.				2
Приложение 2.				8
Приложение 3.				1
ИТОГО				231