

Министерство образования и науки Украины
Государственное высшее учебное заведение
«Национальный горный университет»



**В.Е. КОЛЕСНИК, А.А. ЮРЧЕНКО,
А.А. ЛИТВИНЕНКО, А.В. ПАВЛИЧЕНКО**

**СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ПОВЫШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ
БЕЗОПАСНОСТИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ В ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ
КАРЬЕРАХ ПО ПЫЛЕВОМУ ФАКТОРУ**

МОНОГРАФИЯ

Днепропетровск
2014

УДК 504.06:622.271:622.235
ББК 20.1:33.18
С73

Рекомендовано до друку вченою радою Державного вищого навчального закладу «Національний гірничий університет» (протокол № 12 от 24.12 2013 р.).

Рецензенти:

Л.М. Шиман, д-р техн. наук, генеральний директор Державного підприємства «Науково-виробниче об'єднання «Павлоградський хімічний завод»;

Г.А. Кроїк, д-р геол. наук, професор кафедри зоології та екології Дніпропетровського національного університету ім. О. Гончара.

С73 Способи і засоби підвищення екологічної безпеки масових вибухів в залізорудних кар'єрах за пиловим чинником / В.Е. Колесник, А.А. Юрченко, А.А. Литвиненко, А.В. Павличенко – Дніпропетровськ: Літограф, 2014. – 112 с. – Рос. мовою.

Проаналізовано основні закономірності розповсюдження пилової хмари після масових вибухів в залізорудних кар'єрах, рівні її екологічної небезпеки та наведено результати розробки екологічно ефективних рішень зі зменшення викидів пилу в атмосферу. Запропоновано метод визначення висоти підйому частинок залізорудного пилу під дією теплових чинників. Розроблено технічні рішення зі зменшення висоти підйому пилової хмари та дальності її розповсюдження, що передбачають оптимізацію параметрів свердловинних зарядів та використання набійки свердловинних зарядів у вигляді гумової пробки з анкерним пристроєм. Удосконалено спосіб знепилювання шляхом зрошування пилової хмари, обґрунтовано необхідні розміри капель та об'єми води. Для транспортування та розбризкування води над пиловою хмарою обґрунтовано використання спеціальним чином обладнаних вертольотів. Впровадження запропонованих технічних рішень підвищує ступінь екологічної небезпеки масових вибухів за пиловим чинником до рівня «безпечний».

Монографія розрахована на фахівців з екологічної безпеки, а також буде корисною для викладачів, аспірантів та студентів.

ISBN 978-966-2267-47-1

УДК 504.06:622.271:622.235
ББК 20.1:33.18

© Колесник В.Е., Юрченко А.А.,
Литвиненко А.А., Павличенко А.В., 2014

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
ГЛАВА 1 Анализ параметров массовых взрывов в железорудных карьерах и существующих средств снижения их экологической опасности	6
1.1. Анализ экологической опасности и параметров массовых взрывов в железорудных карьерах	6
1.2. Анализ существующих способов и средств снижения пылевых выбросов и площади их рассеивания при массовых взрывах в карьерах	12
1.3. Выводы	22
ГЛАВА 2 Определения параметров пылевого облака при массовом взрыве в карьере и оценка его экологической опасности с учетом дисперсности пыли.....	24
2.1. Анализ физических процессов выброса пылегазового облака.....	24
2.2. Расчет высоты подъема пылевого облака с учетом дисперсности частиц... ..	30
2.3. Расчет скорости осаждения частиц железорудной пыли из пылегазового облака.....	37
2.4. Оценка экологической опасности рассеивания пылевого облака при массовых взрывах в карьерах.....	42
2.5. Выводы	61
ГЛАВА 3 Снижение загрязнения атмосферы при массовых взрывах в карьерах на основе выбора рациональных параметров скважинных зарядов	64
3.1. Построение математической модели управления качеством массового взрыва путем изменения параметров скважинных зарядов.....	64
3.2. Исследования на модели влияния параметров скважинных зарядов на экологические и технологические показатели массового взрыва.....	71
3.3. Снижение пылегазовых выбросов за счет усовершенствования конструкции забойки скважинных зарядов.....	74
3.4. Оценка снижения экологической нагрузки на прилегающие территории за счет оптимизации параметров скважинных зарядов.....	80
3.5. Выводы	82
ГЛАВА 4 Снижение экологической опасности массовых взрывов в карьере на основе гидроорошения пылевого облака	84
4.1. Расчет параметров орошения пылевого облака	84
4.2. Экспериментальное определение суммарного коэффициента захвата аэрозольных частиц железорудной пыли каплями воды	93
4.3. Обоснование применения специально оборудованных вертолетов как средства доставки воды для орошения пылевого облака.....	97
4.4. Оценка снижения экологической нагрузки на прилегающие территории за счет подавления пылевого облака гидроорошением из вертолетов.....	99
4.5. Техничко-экономическая оценка экологической эффективности подавления пылевого облака гидроорошением из вертолета.....	103
4.6. Выводы	104
ЛИТЕРАТУРА	106

ВВЕДЕНИЕ

Основными показателями социально-экономического благополучия любого государства является здоровье и рост численности его населения. Ухудшение этих показателей в Украине в значительной мере обусловлено ухудшением экологического состояния в промышленно развитых регионах. Наблюдается увеличение интенсивности выбросов вредных веществ в атмосферу от стационарных источников, причем загрязнение окружающей среды в значительной мере связано с деятельностью предприятий горнодобывающей отрасли, в частности, с интенсификацией добычи железной руды. Так, только горно-обогатительными комбинатами г. Кривого Рога ежегодно выбрасывается в атмосферу до 59,5 тыс. т пыли из 65,1 тыс. т общего объема по городу. При этом выбросы пыли и вредных газов в атмосферу достигли такого уровня, что город и прилегающие территории объявлены зоной экологического бедствия [1].

Добыча железной руды ведётся преимущественно открытым способом, что требует проведения массовых взрывов в карьерах, которые сопровождаются выбросами в атмосферу пыли и вредных газов, существенно снижающими экологическую безопасность региона.

Экологическая опасность массовых взрывов в карьерах определяется, в первую очередь, уровнем приземных концентраций загрязняющих веществ, включая пыль, на границе или за пределами санитарно-защитной зоны этих карьеров. Причем концентрации, а также дальность и площадь рассеивания загрязнителей зависят от параметров массового взрыва, высоты подъема пылегазового облака и условий естественного проветривания карьеров. Поэтому для повышения экологической безопасности массовых взрывов важно выявить взаимную связь между указанными факторами на основе исследования процесса выброса загрязняющих веществ в атмосферу, их рассеивания и влияния на прилегающие территории.

Монография состоит из четырех глав. В первой – проанализированы основные параметры массовых взрывов в железорудных карьерах, а также существующие способы и средства снижения экологической опасности их влияния на прилегающие территории. На основе результатов анализа рассеивания пылевого облака, образовавшегося после массового взрыва, выполнена оценка экологической опасности загрязнения атмосферы по пылевому фактору. Уровень загрязнения пылью воздуха и прилегающих к железорудным карьерам территорий зависит от высоты подъёма пылевого облака, объёмов выброса пыли, метеорологических условий и эффективности

способов и средств пылеподавления. Анализ последних показал необходимость их совершенствования.

Во второй главе предложен метод определения высоты подъема пылевого облака при массовых взрывах в карьерах, отличающийся учетом дисперсного состава выбрасываемой железорудной пыли. На его основе выполнены расчеты высоты подъема частиц разных размеров и их рассеивания в атмосфере. Приведены результаты расчета дальности выноса грубодисперсной и тонкодисперсной железорудной пыли и площади рассеивания пылевого облака при взрыве типового ВВ мощностью 500 т., которые использованы для оценки экологической эффективности технических решений, направленных на снижение или локализацию выбросов пыли.

В третьей главе приведены результаты разработки способов и средств снижения высоты выброса пылегазового облака при массовом взрыве с целью его локализации. Разработан способ снижения высоты выброса пылегазового облака на основе оптимизации параметров скважинных зарядов (удельного заряда ВВ, диаметра скважин и соотношения длины забойки и взрывчатки в скважине). Предложена конструкция забойки скважинных зарядов, которая предусматривает использование в составе забойки резиновой пробки с анкерным устройством. Дана оценка снижения высоты подъема пылегазового облака при использовании указанного способа и устройства.

Четвертая глава посвящена исследованию параметров орошения пылевого облака водой и оценке снижения экологической опасности массовых взрывов после подавления облака. Получено аналитическое выражение для оценки эффективности пылеподавления от размера пылевых частиц железорудной пыли и капель воды, скорости их движения, количества разбрызгиваемой жидкости, высоты орошения, а также суммарного коэффициента захвата частиц пыли каплями. Установлены коэффициенты захвата тонкодисперсной и грубодисперсной железорудной пыли. Рассчитан удельный расход воды для подавления тонкодисперсной фракции пыли. Предложено использовать специально оборудованный вертолёт для транспортирования воды и разбрызгивания её над пылевым облаком. Приведена оценка степени и уровня снижения экологической опасности при внедрении предложенного технического решения.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ В ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРАХ И СУЩЕСТВУЮЩИХ СРЕДСТВ СНИЖЕНИЯ ИХ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ

1.1. Анализ экологической опасности и параметров массовых взрывов в железорудных карьерах

При рассмотрении массового взрыва как объекта исследований необходимо параллельно решать технологические и экологические задачи. Технологические задачи требуют обеспечения нормируемого дробления горных пород при минимальных материальных затратах. Экологические задачи требуют уменьшения высоты и объемов выбросов переизмельченных горных пород в виде пыли, а также других вредных веществ, негативно влияющих на окружающую среду и здоровье населения.

Физико-механические свойства горных пород железорудных карьеров, их структура и гидрогеология, в значительной мере определяют степень дробления пород энергией взрыва. Наличие в массиве различного рода напластований, прослоек и включений с различными физико-механическими свойствами приводит к необратимым поглощениям и рассеиваниям энергии распространяющейся взрывной волны. В результате действия этих факторов наблюдается сильное затухание энергии взрыва, что приводит к неравномерности дробления горной массы. Благодаря совершенствованию существующих и разработке новых методов дробления горных пород энергией взрыва, содержание негабаритных кусков во взорванной массе удалось снизить до 0,1%. Среди этих методов следует выделить многорядное короткозамедленное взрывание, взрывание в зажатой среде, взрывание высоких уступов, широкое использование рациональных схем соединения и очередности взрывания скважинных зарядов, рациональных конструкций скважинных зарядов, новых типов взрывчатых веществ (ВВ) и др.

С другой стороны, интенсификация дробления горных пород в условиях железорудных карьеров Криворожского бассейна привела к росту выбросов вредных веществ в атмосферу, включая пыль. Так, только на карьерах и ГОКах Днепропетровской области ежегодно выбрасывается в атмосферу более 612 тысяч тонн вредных веществ, в т.ч. 76 тысяч тонн твердых и 536 тысяч тонн газообразных и жидких веществ. Это приводит к заболеваемости и снижению на 4-6 лет продолжительности жизни населения, повышению детской смертности [2-5].

Известно, что во всем мире с применением взрывных работ за год отбивается около 10 млрд. м³ горной массы с удельным расходом ВВ 0,7-0,9 кг/м³, что составляет 7-9 млрд. кг ВВ. Полагая, что при взрыве 1 кг ВВ выделяется до 1000 дм³ вредных газов, за год в мире в процессе ведения горных работ выбрасывается в атмосферу до 7000-9000 млрд. дм³ вредных газов. Осаждение вредных веществ из пылегазового облака, образовавшегося после массовых взрывов, в жилых районах и на сельскохозяйственных угодьях создает ощутимые отрицательные эффекты в радиусе 15-20 км от карьера [5].

Уместно отметить, что оценка загрязнения атмосферного воздуха проводится с учетом кратности превышения показателей загрязнения (ПЗ) их норма-

тивного значения (ПДЗ) и включает определение уровня загрязнения (допустимый, недопустимый), а также степени ее опасности. (смотри Государственные санитарные правила охраны атмосферного воздуха населенных городов (от загрязнения химическими и биологическими веществами), которые введены МОЗ Украины 9.07.97, приказ № 201) [6].

В табл.1.1. приведена характеристика степени опасности в зависимости от величины превышения ПДЗ загрязнителя в атмосферном воздухе, в частности, пыли. Причем, определяемая по этой таблице степень опасности, фактически характеризует степень социальной экологической опасности от загрязнения атмосферы.

Таблица 1.1 – Классификация уровней экологической опасности по кратности превышения ПДЗ загрязнителя в атмосфере [6]

Уровень загрязнения	Степень опасности	Кратность превышения ПДЗ	Процент случаев превышения ПДЗ
Допустимый	Безопасная	<1	0
Недопустимый	Слабо опасная	>1-2	> 0-4
Недопустимый	Умеренно опасная	>2-4,4	> 4-10
Недопустимый	Опасная	>4,4-8	> 10-25
Недопустимый	Очень опасная	>8	> 25

Если следовать указанному документу, то оказывается, что степень опасности загрязнения воздуха пылью при массовых взрывах в радиусе 10 км (по уровню превышения концентраций пыли) представляется как «очень опасная», а уровень загрязнения – «недопустимый». И это в том случае, если в качестве ПДЗ по пыли принять максимальные разовое значение ПДК, которые для недифференцированной по составу пыли класса опасности 3 составляет $0,5 \text{ мг/м}^3$ (при средней концентрации $0,15 \text{ мг/м}^3$). В условиях же г. Кривой-Рог карьеры располагаются на расстоянии 1,5-5 км от жилых массивов, поэтому уровень экологической опасности будет еще выше. Причем процент превышения уровней ПДК при взрывах в зоне острого воздействия (на расстояниях, примерно, 4-19 км от эпицентра), практически, всегда составляет 100%.

Среди основных технико-экономических показателей массовых взрывов в среднем на один карьер Кривбасса можно отметить [7]:

- объем взорванной горной массы в год по руде – до 7500 тыс. м^3 , по скальным породам – до 8500 тыс. м^3 ;
- количество массовых взрывов в год – до 45;
- средний объем одного взрыва – до 430 тыс. м^3 ;
- диаметр скважин – 250 мм;
- средний удельный расход ВВ – до $0,802 \text{ кг/м}^3$;
- выход негабарита – до 0,08%.

До недавнего времени на карьерах наиболее широко применялись гранулированные смесевые ВВ следующих типов: гранулиты, граммониты, грануло-тол, алюмотол, гранутол-1, гранутол-7А. Большинство из этих ВВ содержат в своем составе тринитротолуол (тротил) и имеют отрицательный кислотный ба-

ланс. Это вызывает при взрыве избыточное выделение окиси углерода и твердого углерода (сажи) [8]. Поэтому во всем мире производство тротилсодержащих ВВ и их использование запрещено, поскольку тротил относится к опасным веществам, вызывающим в организме человека ряд опасных заболеваний. В течение последних лет темпы использования тротила на горнодобывающих предприятиях Украины снизились более чем в два раза [9].

В настоящее время в результате выполнения государственных и региональных программ разработаны первые отечественные наливные эмульсионные ВВ повышенной мощности марки “Украинит” (ПП-1 и ПП-2). Создана современная материальная база для их изготовления общей производительностью 55 тыс. т. в год, что практически полностью обеспечивает потребность Кривбасса во взрывчатых веществах. [9]. Кроме этого, применяется импортное эмульсионное ВВ – анемикс. Техническая характеристика этих ВВ приведена в табл. 1.2 [10, 11]. Применение этих взрывчатых веществ обеспечивает, по сравнению с тротилосодержащими ВВ, снижение более чем в 2 раза образование вредных газов и пыли, а также снижение выхода нитратов в пластовые воды.

Таблица 1.2 – Некоторые характеристики эмульсионных ВВ украинского производства

Показатели	Украинит-ПП-1	Анемикс
Скорость детонации, м/с	4300...4500	4800...5100
Теплота взрыва, кДж/кг	4100...4400	3200
Тротиловый эквивалент по теплоте взрыва	0,97...1,05	0,75
Объем газов взрыва, л/кг	720...750	1007
Количество вредных газов в пересчете на СО, дм ³ /кг ВВ	Не более 21,5	76
Кислородный баланс, %	-0,05... -4,3	-0,98.-1,95
Плотность, кг/куб. м	1520..1550	1200...1370
Массовая доля воды, %	13...16	13...18

Из анализа существующих и разработанных промышленных ВВ следует, что в настоящее время наиболее перспективными для сухих пород, являются простейшие смеси, а для обводненных – эмульсионные ВВ, имеющие существенные технологические, экономические и экологические преимущества. Прежде всего – стабильность протекания и завершенность химических реакций за счет высокого уровня связей между окислителем и горючим [11, 12]. Это обуславливает достаточные для дробления пород показатели скорости детонации, энергетические и бризантные характеристики. Кроме того, эмульсионные ВВ обладают более высокой текучестью, так как входящие в их состав загустители

не вступают в реакцию с водой и не растворяются в ней. Главными преимуществами эмульсионных ВВ является отсутствие в их составе тринитротолуола и нулевой кислородный баланс, обеспечивающий при взрыве минимальный выход вредных газов.

При выборе типа ВВ учитывается и метод взрывания. Наибольшее распространение в настоящее время получил метод многорядного короткозамедленного взрывания скважинных зарядов, диаметр которых равен 105-320 мм, реже 400-500 мм. При массовом взрыве уступная отбойка горной породы производится скважинными зарядами, количество которых достигает несколько сотен. Общая масса ВВ в них составляет 300-1000 т, что приводит к формированию объемного крупномасштабного пылегазового облака.

Исследования динамики формирования пылегазового потока, образуемого при взрыве скважинного заряда, вылета газов и забойки из устья скважины показали, что время движения потока на один – два порядка меньше общего времени разрушения горного массива. Причем скорости вылета потоков могут быть как сверхзвуковыми (в редких случаях), так и дозвуковыми и зависят от типа ВВ, диаметра и конструкции заряда, направления и числа точек инициирования, конструкции и материала забойки. При этом оптимальные параметры забоечного материала, конструкции заряда и забойки обеспечивают высокую эффективность использования силы взрыва на разрушение горных пород, а также снижение начальной скорости выхода продуктов детонации. Эта скорость может быть определена по формуле Э.О. Миндели [13]:

$$g_0 = M g_d \left[\frac{1}{0,33 + (l_3 / l_{BB}) (\gamma_3 / \gamma_{BB})} \right]^{1/2}, \quad (1.1)$$

где g_0 – скорость выхода остатков продукта детонации, м/с; M – коэффициент, учитывающий взаимодействие метаемого тела со стенками взрываваемой породы (для условий взрывания скважин диаметром 250 мм и глубиной 18 м $M = 5,3 \cdot 10^{-3}$); g_d – скорость детонации ВВ в заряде, м/с; l_3 – длина забойки, м; l_{BB} – длина заряда, м; γ_3 – плотность забойки, кг/м³; γ_{BB} – плотность ВВ, кг/м³.

Многочисленные исследования, проведенные Н.З. Битколовым, В.С. Никитиным, С.С. Филатовым, К.З. Ушаковым, А.П. Яновым, В.А. Михайловым, П.В. Бересневичем, А.Г. Шапарем, Э.И. Ефремовым, И.И. Ивановым, А.В. Зберовским и др., позволили установить зависимости изменения пылевыведения в атмосферу от горнотехнических и технологических факторов. Так, было установлено, что объем пылегазового облака, зависит от количества взрываваемого ВВ и при мощных взрывах достигает 15-19,5 млн. м³. При этом количество выделившейся пыли увеличивается с повышением крепости пород. Максимальное количество пыли образуется при взрывании крепких магнетитовых роговиков и достигает 0,17 кг/м³ [13]. Установлено, что с повышением удельного расхода ВВ интенсивность пылевыведения возрастает. Это явление объясняется как повышением концентрации ВВ в массиве, так и уменьшением параметров сетки скважин и соответственно увеличением объема продуктов переизмельчения.

В результате проведенных исследований было также выявлено, что выделение пыли в атмосферу снижается с увеличением глубины неактивной верхней части скважин при постоянном удельном расходе ВВ, так как слабое разруше-

ние устья скважины в начале взрыва задерживает истечение газов, уменьшая тем самым интенсивность пылевыделения.

На процесс пылевыделения также влияет обводненность взрывааемых пород. Установлено, что удельное пылевыделение при взрывании полностью обводненных скважин в 3-4 раза меньше, чем при взрывании сухих скважин.

В работе [4] приведены результаты исследований удельных выбросов пыли для применяемых ВВ. При этом для грамонита они составляют 0,143-0,260 кг/кг ВВ, для украинита – 0,106-0,218 кг/ кг ВВ и для анемикса – 0,100-0,150 кг/кг ВВ. В результате исследований запыленности воздуха на границе санитарно-защитной зоны (СЗЗ) от карьеров Кривбасса установлено, что в ряде случаев запыленность воздуха превышала значения ПДК в 17-200 раз. Установлено также, что для условий карьеров ОАО «Ингулецкий ГОК» концентрация пыли в облаке после взрыва составляет от 1320 до 1400 мг/м³. Результаты исследований дисперсного состава пыли в 20 м от взрывааемого блока без применения средств пылеподавления приведены в табл. 1.3.

Таблица 1.3 – Дисперсный состав частиц пыли, образующейся после массовых взрывов в карьерах ОАО «ИнГОК» без средств пылеподавления

Показатель дисперсного состава	Размер частиц пыли по фракциям, мкм						
	< 1,4	1,4-4,2	4,2-10	10-15	15-30	30-45	45-100
Диаметр пылевых частиц, мкм							
Содержание пылевых частиц, %	10,67	11,24	12,46	14,15	15,88	17,37	18,24

Таким образом, можно сделать важный вывод о том, что пылегазовое облако содержит значительное количество (до 35%) тонкодисперсной (респирабельной) пыли с размерами частиц 1,4-10 мкм. Эта фракция следует за линиями тока воздуха, поэтому рассеивается в атмосфере сильнее других, медленнее оседает, а ее доля в осевшей пыли растет с удалением от взорванного блока. С течением времени доля тонкой пыли в пылевом облаке достигает 100%, поскольку крупные частицы довольно быстро оседают в атмосфере.

В частицах пылегазового облака (ПГО) повышено содержание тяжелых металлов, которое в миллиграммах на килограмм сухого вещества имеет следующие значения: железо – 15000; цинк – 259; марганец – 800; хром – 37; кобальт – 63; никель – 25; медь – 67; кадмий – 14; свинец – 35.

Осевшая пыль загрязняет почву и водоемы. Так, исследования загрязнения почв на территории Криворожского бассейна [5, 14, 15] выявили в них высокое содержание тяжелых металлов, в том числе: железа (в 9 раз выше фона), никеля (в 5 раз выше фона), кадмия (в 5 раз выше фона) и др.

В результате, жители промышленных регионов, которые составляют более 40 % всего населения, систематически подвергаются воздействию этих вредных веществ в малых концентрациях [16]. Опасность загрязнения среды для человека (равно как для животных и растений) усугубляется тем, что организмы обладают способностью аккумулировать упомянутые выше химические элементы и

соединения. Так, их накопление в организме человека снижает сопротивляемость к инфекциям, приводит к развитию сердечно-сосудистых и онкологических заболеваний, к астме, циррозу печени.

Исследования процесса формирования ПГО при массовых взрывах, результаты которых приведены в работах [5, 7, 13], показали, что первоначально в атмосферу выбрасываются продукты детонации с определенной начальной скоростью движения, зависящей от динамического фактора взрыва. В последующем скорость подъема облака снижается, а процесс его дальнейшего развития идет за счет теплового фактора (за счет конвекции, поскольку, температура ПГО превышает температуру окружающей среды). При этом время действия динамического фактора исчисляется до одной секунды, а температурного – минутами.

Промышленные исследования показали, что через 55-65 с ПГО начинает терять свои четкие очертания и через несколько минут скорость развития становится минимальной и равной скорости ветра у поверхности карьера. Газы и мелкие частицы пыли, в зависимости от скорости ветра, распространяются на различные расстояния от места производства взрыва (обычно до 2-3 км, при сильном ветре до 10 км).

Изучение процесса формирования пылегазового облака производилось с учетом предположения о независимости динамического и теплового факторов, влияющих на этот процесс, так как тепловые потери в период действия динамического фактора незначительны.

Исследованиями установлено, что высота подъема пылегазового облака от поверхности земли на период его окончательного рассеивания, дальность распространения в приземном слое атмосферы и время его существования зависят от количества ВВ, взрываемого в карьере, метеорологических параметров окружающей среды и температурной стратификации атмосферы. В результате аналитических исследований, в работе [7, 13] получены зависимости для определения высоты пылегазового облака. Эти зависимости априори требуют знания вертикального градиента температуры в приземном слое атмосферы, температуры пылегазового облака и окружающей среды, постоянной Кальмана, вертикального масштаба турбулентных пульсаций, значения термической стратификации атмосферы, скорости диссипации энергии турбулентности, скорости динамического трения, для определения которых необходимо проведение дополнительных исследований и расчетов. Поэтому для оперативного определения высоты пылегазового облака было предложено выражение:

$$z_1 = (0,2A + 1,39) \exp [10^{-4} (41 - 0,04A)t_0] b,$$

где z_1 – высота пылегазового облака, м; A – количество ВВ, взрываемое в блоке, т; t_0 – время формирования пылегазового облака, с ($0 < t_0 < 60$ с); b – коэффициент, учитывающий изменение высоты пылегазового облака в зависимости от глубины взрываемых скважин (при глубине скважин до 15 м – $b=1$, а более 15 м – $b=0,8$).

В этой же работе приведены результаты исследований по определению объема ПГО в виде аналитического выражения:

$$V_0 = \pi z \left(ab + \frac{a+b}{2} z \operatorname{tg} \alpha + z^2 \frac{\operatorname{tg}^2 \alpha}{3} \right) + \frac{2}{3} \pi (a + z \operatorname{tg} \alpha)(b + z \operatorname{tg} \alpha)(z_1 - z),$$

где $z = 0,66z_1$; $a = 2a_1 / \sqrt{\pi}$; $b = 2b_1 / \sqrt{\pi}$; a_1, b_1 – соответственно половина длины и ширины взрывающегося блока, м; α – угол между направлением движения воздушного потока и большой осью эллипса в сечении пылегазового облака ($\alpha \sim 12^\circ$); z_1 – высота пылегазового облака м.

Для оперативного определения V_0 можно воспользоваться выражением:

$$V_0 = 4,4 \cdot 10^4 A^{1,08}, \quad (1.2)$$

где A – количество взрывающегося ВВ в блоке, т.

Таким образом, массовые взрывы в карьерах до настоящего времени являются одним из основных источников загрязнения атмосферного воздуха, в том числе пылью. Уровень загрязнения при этом «недопустимый», а степень экологической опасности – «очень опасная».

1.2. Анализ существующих способов и средств снижения пылевых выбросов и площади их рассеивания при массовых взрывах в карьерах

При массовых взрывах в железорудных карьерах выброс облака пыли является одним из наиболее мощных факторов антропогенного загрязнения окружающей среды на большой площади территорий, прилегающих к карьерам. Осевшая пыль содержит, как отмечалось выше, большое количество тяжелых металлов, которые оказывают отрицательное воздействие на здоровье людей, вызывают деградацию почвы. Интенсивность загрязнения окружающей среды пылью при взрыве определяется объемом выброшенной пыли и высотой ее подъема. При этом площадь рассеивания пылевого облака зависит от скорости ветра на момент проведения массового взрыва и связанного с ней коэффициента турбулентной диффузии атмосферы. Поэтому, на наш взгляд, основным направлением снижения экологической опасности массовых взрывов в железорудных карьерах является разработка способов и средств снижения высоты выброса пыли и ее объемов.

На базе разработок многих научно исследовательских институтов и организаций, опыта ведения взрывных работ сформулирован комплекс организационных, технологических и инженерно-технических мероприятий, направленных на снижение интенсивности пылегазовых выбросов в атмосферу при массовых взрывах в карьерах. Этот комплекс предусматривает конкретные способы и средства пылегазоподавления, которые реализуются до взрыва, в процессе взрыва и после его производства. Значительная часть способов и технологических средств борьбы с выбросами пыли и газа прошли широкую проверку и внедрение на карьерах, а некоторые – лишь опытно-промышленную проверку или предлагаются как перспективные. Анализ этих мероприятий показывает, что наибольший эффект пылегазоподавления достигается при комплексном

проведении различных мероприятий [7, 13, 17]. В табл. 1.4 приведена сравнительная характеристика способов и средств снижения интенсивности пылеобразования при массовых взрывах в карьерах.

Таблица 1.4 – Сравнительная характеристика способов и средств снижения параметров рассеивания пыли при массовых взрывах в карьерах

№ п/п	Наименование мероприятия	Обеспечивает снижение	
		высоты подъема ПГО	объемов выброса пыли
1	Удаление бурового шлама из зоны взрыва или его цементация		+
2	Установление максимально-допустимого количества одновременно взрываемого в блоках ВВ	+	+
3	Применение маломощных взрывов	+	+
4	Внутренняя и внешняя гидрозабойка	+	+
5	Упрочнение забойки путем электрообработки забоечного материала	+	+
6	Взрывание обычных и высоких уступов в зажатой среде	+	+
7	Снижение диаметра скважин	+	+
8	Использование рациональной конструкции скважинного заряда	+	+
9	Двухстороннее инициирование скважинных зарядов	+	+
10	Использование гидрогелевой забойки	+	+
11	Использование воздушно-механической пены		+
12	Орошение зоны взрывания или пропитка забойки жидкостью ПАВ		+
13	Использование снежно-ледяной забойки		+
14	Применение мощных дождевальных установок		+
15	Применение средств активного пылеподавления в т. ч. конверсионной техники	+	+

Организационные мероприятия по уменьшению пылегазовых выбросов при массовых взрывах предусматривают проведение следующих работ:

- интенсивное и своевременное пылеулавливание при бурении скважин;
- удаление бурового шлама из зоны взрыва или за пределы карьера, его утилизация;
- установление максимально допустимого количества ВВ, одновременно взрываемых в блоках.

Необходимость проведения этих мероприятий обусловлена тем, что скопление бурового шлама в непосредственной близости от скважин взрываемого

блока является дополнительным источником пылеобразования при проведении взрыва. С точки зрения экологической безопасности проведение взрывов должно быть приурочено к периоду минимальной ветровой активности.

Исследования НИИБТГ показали, что уменьшение загрязнения атмосферы карьеров и прилегающих территорий можно осуществить за счет взрывания оптимально допустимого объема одноразового взрыва в карьерах. В качестве критерия оптимальности параметров массового взрыва были выбраны предельно допустимые выбросы, которые позволяют, не снижая производительности карьера и не нарушая технологии производства, сократить и перераспределить объемы взорванной горной массы в карьерном пространстве. Расчеты, проведенные методом последовательных приближений, показали, что оптимально допустимое количество ВВ, взрываемое в блоке без средств пылеподавления для условий Кривбасса колеблется в пределах 25-31 т, а со средствами борьбы с пылью – от 33 до 41 т при одновременном взрывании еженедельно 200-380 т (со средствами пылеподавления эта величина достигает 350-750 т при двух взрывах в месяц).

Результаты этих исследований перекликаются с перспективными разработками по переходу карьеров на производство малых взрывов и изменение технологии добычи полезных ископаемых, предложенных в работе [4]. Выполненные расчеты для различной периодичности проведения малых взрывов от одного раза в сутки с массой заряда 4,3 т до одного раза в неделю с массой заряда 30 т показали, что объем пылегазового облака при этом снижается соответственно в сотни и десятки раз, поэтому облако можно подавить в пределах СЗЗ карьера. Однако, производство малых массовых взрывов предусматривает ведение горных работ в карьерах по несколько измененным технологическим схемам. Такие схемы должны включать:

- отдельную электрическую сеть для каждого забоя, которую при необходимости можно было бы отключать от магистрали;
- индивидуальную грузотранспортную связь с каждым забоем;
- организацию труда и планирование работ для каждого забоя или участка карьера, в т. ч. создание гибкой транспортной сети;
- организацию горизонтов промежуточной концентрации в сочетании с мобильными съездами и использование мобильных модулей горнотранспортного оборудования в рабочих зонах карьера.

Технологические мероприятия по борьбе с выбросами при массовых взрывах в карьерах предусматривают [7]:

- применение ВВ с нулевым или близким к нулевому кислородным балансом;
- взрывание малогазовых ВВ в обводненных скважинах;
- взрывание в зажатой среде или на неубранную горную массу;
- взрывание высоких уступов.

Нашел применение на карьерах эффективный способ пылегазоподавления, базирующийся на использовании эффекта внешней гидрозайки скважин с зарядами ВВ в сочетании с методом пылегазоподавления за счет диспергирования воды в полиэтиленовых рукавах, располагаемых на поверхности взрываемого массива горных пород вдоль рядов одновременно взрывааемых скважин. В

этом случае, при одновременном взрывании скважинного заряда и линейного заряда, расположенного вдоль рукавов, происходит его взаимодействие с вылетающими из устья скважины потоками пыли и газов. Это позволяет в несколько раз уменьшить скорости и высоту подъема пылегазовых факелов, а эффективность пылегазоподавления достигает 32-64% [5].

Эффективным направлением борьбы с газами и пылью при взрывных работах в карьерах является взрывание обычных и высоких уступов в зажатой среде. При взрывании на свободную плоскость большое количество пыли (помимо основного ПГО) поднимается в воздух при падении взорванной горной массы на нижнюю площадку разрушаемого уступа. С экологической точки зрения взрывание высоких уступов в зажатой среде является одним из наиболее эффективных методов снижения выбросов пыли и газа. Исследования влияния высоты уступа на пылегазовые выбросы, проведенные в промышленных условиях [18], показали, что концентрация пыли в пылегазовом облаке при взрывании сланцев и высоте уступа 10 м составила 3300 мг/м^3 , тогда как при высоте уступа 24 м концентрация пыли в облаке снизилась вдвое. Было установлено, что высота ПГО при взрывании высоких уступов снизилась в 1,25-1,5 раза, по сравнению с обычными уступами.

Применение рассмотренных способов снижения выбросов пыли и газа при массовых взрывах в карьерах не всегда возможно из-за технологических и горно-геологических условий разработки месторождений полезных ископаемых, что предопределяет поиск новых способов и технологических приемов, прежде всего, связанных с конструкцией заряда и забойки, а также способов подавления пыли и газов после взрыва.

Наиболее широкий спектр мероприятий экологической защиты окружающей среды при массовых взрывах в карьерах включают инженерно-технические методы [4, 5, 7, 14, 17-19]. Они включают:

- использования зарядов малого диаметра;
- использование рациональной конструкции заряда;
- использование внешней и внутренней гидрозабойки;
- использование гидrogелевой забойки;
- использование воздушно-механической пены;
- цементация (связывание) бурового шлама;
- орошение зоны взрывания жидкостью ПАВ;
- применение мощных дождевальных установок;
- использование снежно-ледяной забойки скважин;
- применение средств активного пылегазоподавления, в том числе конверсионной военной техники.

Как видим, часть технических мероприятий связана с технологией подготовки взрывов, которая должна проводиться с учетом необходимого качества (степени) дробления горной массы.

В настоящее время отбойка горных пород в карьерах осуществляется в основном скважинными зарядами диаметром 100-340 мм. Диаметр скважины является основным параметром и эффективным средством управления качеством дробления горных пород. Исследованию этих вопросов посвящены ряд работ

Л.И. Барона, Н.Я. Репина, Г.П. Демидюка, М.Ф. Друкованого, Б.Н. Кутузова, Ф.И. Кучерявого и др. При этом повышение степени дробления пород с уменьшением диаметра заряда авторы работ [7, 18-24] объясняют повышением равномерности распределения ВВ в массиве.

В работе [7] приведены результаты обширных промышленных исследований влияния диаметра скважинных зарядов на процесс вылета газов взрыва и формирование ПГО, которые сводятся к нижеследующему.

При прочих равных условиях (отношение длины забойки к диаметру заряда, тип забойки и ВВ) максимальная высота подъема пылегазового облака, а следовательно, и расстояние, на которое облако переносится от места взрыва, существенно зависят от диаметра применяемых зарядов и в меньшей степени от типа используемого взрывчатого вещества. Авторами получено выражение, описывающее зависимость максимальной высоты подъема пылегазового облака от диаметра заряда (скважины).

При увеличении диаметра заряда общий объем газов, вылетающих через устье скважины в атмосферу, значительно возрастает. Так, при увеличении диаметра заряда от 105 мм до 320 мм, то есть в 3 раза, общий объем газов взрыва возрастает в 80 раз, а средняя скорость их вылета из скважины – в 5,8 раза, что, в конечном счете, обуславливает загрязнение атмосферы карьера и вынос части ПГО за его пределы.

Снижение пылегазовых выбросов при взрывах в карьерах возможно осуществить за счет изменения формы взрывной полости, применения комбинированных зарядов ВВ, зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками, спаренных зарядов малого диаметра, а также за счет выбора точки инициирования заряда.

При производстве взрывных работ для достижения максимального эффекта взрыва стремятся «запереть» продукты детонации в скважине, направив энергию газообразных продуктов взрыва на дробление пород. При этом достигается и экологический эффект – уменьшается общее количество пыли и газов, выбрасываемых в атмосферу. С этой целью применяют различные типы забоек. Однако "запирание" можно осуществить и формой взрывной полости. В частности, верхнюю часть скважины (по длине забойки) бурят меньшим диаметром (100-150 мм), а нижнюю, исходя из технологических требований, диаметром 250-400 мм. В результате продукты детонации через малое сечение скважины в верхней ее части будут истекать более продолжительное время, проникая через трещины в стенках скважин в горный массив, проводя при этом дополнительное дробление пород.

Большое распространение на карьерах получили комбинированные скважинные заряды, так как применение сплошных, а тем более сосредоточенных, зарядов ВВ не обеспечивает равномерного дробления пород и приводит к их переизмельчению. На практике с этим недостатком борются путем применения рассредоточенных зарядов, которые имеют воздушные или инертные промежутки. При этом уменьшается зона «нерегулируемого» дробления в области забойки.

С экологической точки зрения целесообразно применять заряды, рассредоточенные воздушными промежутками, за счет которых обеспечивается снижение пика давления и увеличивается длительность взрывной нагрузки массива

горных пород. Благодаря этому достигается более равномерное дробление горных пород с меньшим выходом пыли и выбросом ее в окружающую среду.

Выбор точки инициирования скважинных зарядов рассматривается как фактор обеспечения полноты детонации, а, следовательно, и интенсивности дробления пород, а также выбросов пыли и газов. Исследованиями, результаты которых приведены в работах [18, 20], доказано, что "нижнее" инициирование имеет преимущества по качеству дробления и проработки подошвы уступа по сравнению с "верхним". Но наиболее приемлемым с точки зрения уменьшения выбросов в окружающую среду, при сохранении вышеприведенных достоинств "нижнего" инициирования, является "встречное" или двухстороннее инициирование, то есть с двух противоположных концов заряда. В этом случае происходит как локальное запыление части продуктов взрыва, так и задержка во времени их выброса в направлении забойки, что подтверждается снижением скорости выброса и соответственно высоты подъема пылегазового облака.

Известно, что работа, совершаемая газообразными продуктами взрыва, зависит от конструкции скважинного заряда. При этом одним из важнейших элементов конструкции скважинного заряда является забойка, способствующая не только увеличению длительности взрывного воздействия на массив и улучшению дробления пород, но и более полному использованию энергии газообразных продуктов и, следовательно, их меньшему прорыву на дневную поверхность, а также большей их конденсации на поверхности раздробленной среды. Установлено, что при увеличении длины забойки в 4 раза количество вылетающих из зарядной полости газообразных продуктов сокращается в 6 раз.

Простейшим материалом забойки является буровая мелочь крупностью до 5мм. Различают забойку внутреннюю и комбинированную, которая состоит из внутренней и внешней забойки. Внешняя забойка размещается непосредственно над скважиной и может быть из того же материала, что и внутренняя, а также может быть использован другой материал.

Одним из перспективных и доступных средств уменьшения выделения вредных примесей в карьерах при массовых взрывах является водяная забойка скважин. По данным института НИИБТГ концентрация пыли при взрыве сухих скважин со штатной забойкой (отсев горной массы) колеблется в пределах $683-896 \text{ мг/м}^3$, а при взрывах полностью обводненных скважин – $221-478 \text{ мг/м}^3$. Гидрозабойка может быть внешней, внутренней и комбинированной. Внешняя забойка представляет собой полиэтиленовые емкости с водой, размещаемые по рядам скважин. Внутренняя забойка скважин состоит из полиэтиленовых рукавов с водой, которые помещаются в верхней части скважины и имеют диаметр на 15-20 мм меньше диаметра скважины. Рукав имеет длину, равную неактивной части скважины. Формирование рукава осуществляется таким образом, чтобы его нижняя часть длиной 0,15-0,2 м подворачивалась внутрь и зажималась резиновой тесьмой. Такое приспособление способствует снятию дополнительных напряжений, действующих на дно рукава, которые вызваны усадкой ВВ, и действием столба воды. Комбинированная забойка скважин объединяет внешнюю и внутреннюю гидрозабойки. Установлено, что максимальная эффективность гидрообеспыливания обеспечивается при расходе воды $1-1,1 \text{ кг/м}^3$. В

зависимости от вида забойки, удельного расхода воды, количества взрываемого ВВ эффективность пылеподавления при этом составляет от 53 до 89%.

При отрицательных температурах воздуха, когда применение гидрзабойки затруднительно, в работах [25, 26] предложено в качестве забоечного материала использовать снежно-ледяную смесь. Сущность этого метода заключается в следующем: заряженные ВВ скважины заполняются искусственным снегом, оставляя 1м для инертной забойки. Оставленный участок скважины засыпается инертной забойкой с небольшим включением искусственного снега. Затем верхняя часть скважины заливается водой в количестве 20 л. Забойка в верхней части смерзается и примерзает к стенкам скважины. Установлено, что при такой забойке, выброс пыли снижается в 5-6 раз.

В США при взрывании глубоких скважин [22] для сокращения пылевых выбросов предложено в качестве забоечного материала использовать куски льда. Минимальный диаметр кусков льда должен составлять 5 мм. Конструкция зарядов и способ взрывания такие же, как и при обычной забойке скважин.

В работе [27] в качестве забойки скважин предложено применение резиновой пробки. При этом в резиновую оболочку пробки устанавливается пластмассовая гильза, заполненная пенообразующим материалом. Длина пробки составляет 0,46 м. Плотное прилегание пробки к стенкам скважины происходит в результате интенсивного образования пены при разрыве пластмассовой гильзы. Пробка обеспечивает хорошую гидроизоляцию скважины.

Хорошие результаты в процессе промышленного использования дала гидрогелевая забойка скважин [23, 28], которая представляет собой студнеобразную массу и включает аммиачную селитру, жидкое стекло и воду. Для повышения эффективности пылеподавления, снижения стоимости гидрогеля и предотвращения взаимодействия его с ВВ в состав гидрогеля вводятся добавки: минеральные соли, синтетические кислоты и парафин. После зарядки ВВ производится гидроизоляция зарядов мелким сыпучим материалом высотой не менее 2 м. Затем приступают к формированию гидрогелевой забойки, которая заключается в заливке скважин гелеобразующими растворами. Они проникают в сыпучий материал на глубину 1-1,5м, затвердевают, образуя гидроизоляционный промежуток. Далее скважина полностью заполняется гелеобразующим раствором. Высота столба гидрогеля в скважине должна составлять 2-2,5м после его окончательной усадки. По данным промышленных исследований на карьерах Кривбасса [28] концентрация пыли в пылегазовом облаке при применении гидрогелевой забойки снижается в 2,5-3,5 раза.

В качестве забойки нашли применение водные растворы поверхностно-активных веществ (ПАВ)[24]. В качестве ПАВ используется алкилсульфат натрия. Забойка из ПАВ размещается в полиэтиленовых емкостях в скважине над зарядом ВВ и представляет собой 1-5% его водный раствор в количестве 200-250 л и более. При взрыве детонирующего шнура в скважине образуется пена, которая под действием продуктов детонации основного заряда ВВ выбрасывается из скважины, образуя над блоком облако из диспергированного раствора ПАВ. Поднявшаяся пыль с блока смачивается и оседает. Промышленные испытания этой забойки показали, что высота пылегазового облака в эпицентральной

части уменьшается в 2,6-3 раза, а количество образовавшейся пыли снижается в 2 раза.

В работе [14] приведены результаты промышленных испытаний в качестве средства пылегазоподавления при массовых взрывах в карьерах Кивбасса углещелочного реагента (УЩР), разработанного НИИБТГ, и водных растворов «Эком», разработанного предприятием «ВПК» г. Киев. Так, на Первомайском карьере ОАО «СевГОК» и на карьерах ОАО «Ингулецкий ГОК» эффективность пылеподавления при использовании «Эком» составила 51,8%, а водного раствора УЩР – 67,4%. Важно, что при использовании этих ПАВ в облаке отсутствуют силикозоопасные фракции пыли (частицы менее 1,4-10 мкм). Причем значительно возрастает масса пылевых фракций 45-100 мкм и более. Это является подтверждением того, что водные растворы этих ПАВ обеспечивают эффективную коагуляцию мелкодисперсной пыли.

Весьма перспективным направлением для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах является экранирование взрываемого блока слоем пены [29, 30]. Пенный экран ослабляет энергию ударной волны и разрушается, образуя мелкие капли жидкости, на поверхности которых частично нейтрализуются и связываются пылегазовые продукты массового взрыва. Эффективность применения пены по поглощению оксидов азота достигает 70%, причем мелкодисперсная пыль нейтрализуется на 60%.

Имеются ряд разработок по подавлению выбросов, которые прошли промышленные испытания и используют предварительное орошение воздушного пространства над взрываемым блоком и орошение пылегазового облака в момент его образования и формирования [5]. На первом этапе производят орошение взрываемого блока с верхних уступов карьера. При этом происходит увлажнение и связывание пыли, находящееся на поверхности взрываемого блока и прилегающих к нему участков, повышается относительная влажность воздуха в локальной зоне орошения, снижается его температура. Известно, что наибольшая эффективность взаимодействия частиц пыли с водным аэрозолем достигается в среде с высокой относительной влажностью воздуха [31], когда происходит конденсация пара на пылинках и каплях. В случае малых концентраций паров воды в воздушной среде идет адсорбция мономолекулярного слоя жидкости на частицах пыли, и процесс смачивания протекает замедленно. В насыщенной парами воды атмосфере наряду с адсорбцией идет конденсация пара в зазорах между частицами. Все это должно способствовать повышению эффективности взаимодействия диспергированной жидкости с пылевыми частицами и на втором этапе пылегазоподавления, то есть в момент формирования ПГО. На этом этапе гидрообеспылевания эффективность пылеподавления обусловлена главным образом гравитационной коагуляцией в турбулентном потоке запыленного воздуха.

В условиях Полтавского ГОКа был изготовлен и испытан вентилятор-воздухоочиститель типа НК-12КВ-1М [7, 31]. Конструктивные параметры установки предусматривают глубину проветриваемого карьера до 300 м. Предельная дальность в оросительно-вентиляционном режиме – 600 м. Расход воды на орошение – до 400 м³/ч. Установка состоит из резервуара для воды

емкостью 50 м³, водяных насосов, соединительных трубопроводов. Технология пылегазоподавления предусматривает запуск установки за 5 мин до взрыва, ее работу во время взрыва, а также после взрыва в течение 10-15 мин. Расчеты показывают, что за 10 минут работы установки, создающей воздушно-водяную завесу на пути распространения пылегазового облака, оно охлаждается и не распространяется за пределы карьера. Однако применение этих установок сдерживается большими энергозатратами.

В работе [5] приведены результаты полигонных и промышленных испытаний различных способов активного подавления ПГО, а так же использования для этих целей конверсионной военной техники. Сущность способа активного пылегазоподавления направленным метанием жидкого агента взрывом заключается в создании преград из жидких пылегазоподавляющих агентов в момент образования и распространения в атмосфере пылегазового облака при производстве взрывных работ. Активность подавления создают за счет направленного выброса агентов в эпицентр ПГО из открытых металлических емкостей взрывом специальных зарядов ВВ, расположенных в емкостях. В качестве жидкого пылегазоподавляющего агента используют воду, медноаммиачные комплексы, поверхностно-активные вещества, гидрогели и др. Максимальная дальность выброса агента – до 50 м. Масса жидкого пылеподавляющего агента – до 40 т.

Основными недостатками способа, как и всех последующих средств, является сложность реализации, необходимость проведения дополнительных взрывов, а также незначительная дальность выброса средств пылеподавления.

Разработан способ активного подавления пылегазового облака высоконапорными гидравлическими струями [5]. Способ реализуется следующим образом: В момент зарождения и формирования эпицентра ПГО при взрыве в карьере производят выброс жидких высоконапорных струй из специальных устройств в центр облака. Эти устройства располагают вокруг взрываемого блока на разных уровнях и направляют попарно навстречу друг другу, чтобы обеспечить соударение и диспергирование струй в эпицентре ПГО. Одновременно с выбросом из струи воды выбрасываются струи с теплопылеподавляющим агентом, что повышает эффективность снижения температуры в эпицентре ПГО и способствует повышению пылесвязующих свойств воды и осаждению пыли. В качестве теплопылеподавляющих агентов следует применять экологически чистые растворы известных поверхностно-активных веществ, гидрогелей, пенообразующих веществ и хладоагентов.

Для реализации способа активного пылегазоподавления при взрывных работах в карьере были разработаны устройства типа УПП и УГД [32, 33], которые состоят из пневмостволов, размещенных на сварной платформе под углом 40° к горизонту. Выброс жидкого агента из гидростволов производится энергией сжатого воздуха при разрыве металлической мембраны, установленной между стволом и пневмокамерой.

Устройство ударно-гидродинамического типа (УГД) состоит из стволов с насадками для размещения жидкого агента, которые установлены на сварной платформе с возможностью вращения в вертикальной плоскости на поворот-

ных цапфах. В казенной части стволов размещена зарядная камера с разрывной металлической мембраной и пороховым зарядом для гидговыстрела. Принцип действия устройства основан на использовании для выброса жидкого агента из ствола энергии порохового заряда пиропатронов.

Среди разнообразных способов и средств активного подавления ПГО большой интерес представляет способ [34] и устройства [35-41], объединенные идеей использования различных емкостей, контейнеров, скважин и шпуров для размещения теплогазоподавляющих агентов и их выброса в эпицентр зарождающегося пылегазового облака энергией сжатого воздуха или заряда ВВ.

Одним из способов предупреждения образования ПГО является уменьшение трещиноватости верхнего слоя взрываемого блока путем его предварительного тампонирувания или электрозакрепления забойки скважин [39, 40]. Способ тампонирувания состоит в том, что закрепление скважин осуществляют тампонируванием трещин в два этапа перед их заряданием. При этом вначале тампонируют стенки скважин на всю их глубину, а затем нагнетание тампонажного раствора производят только в пределах верхнего слоя взрываемого блока, равного по глубине величине перебура скважин предыдущего горизонта, причем закрепление трещин указанного слоя производят последовательно от центра блока к его периферии.

В процессе взрыва закрепленный верхний слой взрываемого блока надежно задерживает преждевременный выброс газового и пылевого факела, а это приводит к повышению к. п. д. взрыва, задерживает горячие взрывные газы в трещинах массива, что приводит к их охлаждению, уменьшению переизмельчения горных пород, а, следовательно, и к значительному снижению пылеобразования. Кроме того, снижение температур взрывных газов внутри массива горных пород позволяет уменьшить высоту поднятия ПГО в карьере по тепловому фактору.

Способ упрочнения забойки путем электрообработки забоечного материала в скважинах взрываемого блока состоит в том, что после зарядания скважины взрывчатым веществом в нее помещают забойку, в состав которой входят ингибирующие вещества. Закрепление забойки ведут на всю глубину воздействием постоянного электрического поля с градиентом 3-5 В/см в течение 3-6 ч. Для этого в забойку скважины опускают два электрода, по которым пропускают постоянный ток. В процессе взрыва закрепленная забойка предотвращает преждевременный выброс газового и пылевого факела из скважины, обеспечивает более полную химическую реакцию ВВ в скважине. Учитывая, что предел прочности общепринятой забойки в скважинах на карьерах не превышает 1-5 МПа, предложенный способ позволяет повысить прочностные характеристики забойки в 6-14 раз. В настоящее время имеются разработки [4] использования научно-технического потенциала оборонной промышленности для решения экологических проблем. Примером практического использования бронетанковой техники для борьбы с пылью и газами при массовых взрывах в карьерах является разработанное устройство УППО-1 [42]. Оно содержит самоходное бронированное шасси, гидростволы в кассетах, вентилятор, емкость с теплогазоподавляющим агентом, гидроманиторы, насос гидроманиторов, зачистное устройство. После зарядки скважин взрываемого блока в карьере и коммутации электрической сети на вышележащем уступе или рядом с блоком устанавливают

установку УППО-1 таким образом, чтобы гидростволы установки расположились по центру взрываемого блока. Одновременно с массовым взрывом происходит залповый выброс агента в эпицентр ПГО высоконапорными струями теплопылегазоподавляющего агента из гидромониторов с помощью насоса. После окончания прицельных выстрелов агента из гидростволов включают вентилятор для дальнейшего подавления ПГО в зоне взрыва водовоздушной струей, образованной подачей теплопылегазоподавляющего агента гидромониторами в воздушную струю вентилятора.

Достоинством этого метода является его маневренность и эффективность пылеподавления. Недостатком – применимость для взрывов сравнительно малой мощности (до 60 т), а также малая дальнобойность выброса теплопылегазоподавляющего агента (до 75 м) и дороговизна переоборудования военной техники в заводских условиях.

Для образования в атмосфере искусственных осадков и просветления туманов широко используются методы активного воздействия на облака путем их «расстреливания» ракетами и гранатами со специальными кристаллизующими реагентами [43]. Этот принцип в работе [44] положен в основу разработанного способа активного подавления ПГО при массовых взрывах в карьерах. Предусматривается размещение пусковых конверсионных установок по выбросу управляемых снарядов, ракет или гранат для ударно-волнового, теплоподавляющего или пылегазоподавляющего воздействия на ПГО. Недостатком этого способа является сложность обеспечения безопасности его осуществления, дороговизна и многоступенчатость операций, что вызывает сложности его проведения организационного характера.

1.3. Выводы

Выполненный анализ параметров массовых взрывов в железорудных карьерах и существующих способов и средств снижения экологической опасности их влияния на прилегающие территории позволил сделать нижеследующие выводы.

1. Степень экологической опасности загрязнения воздуха пылью при массовых взрывах в карьерах в радиусе 10 км по уровню превышения ПДК пыли чаще всего оценивается как «очень опасная» при уровне загрязнения – «недопустимый», даже если в качестве ПДЗ по пыли принять максимальные разовое значение ее ПДК, которые для населенных пунктов составляет $0,5 \text{ мг/м}^3$. Причем в условиях, когда карьеры располагаются на расстоянии 1,5-5 км от жилых массивов, уровень экологической опасности будет еще выше из-за увеличения, как уровня концентрации пыли, так и процента случаев превышения ПДК.

2. В условиях Кривбасса в частицах пылегазового облака отмечается высокое содержание тяжелых металлов: железо – 15000; цинк – 259; марганец – 800; хром – 37; кобальт – 63; никель – 25; медь – 67; кадмий – 14; свинец – 35. (соответственно в миллиграммах на килограмм сухого вещества), а осевшая из облака пыль загрязняет почву и водоемы. Причем в почве содержится: железа – в 9 раз выше фона, никеля – в 5 раз выше фона, кадмия – в 5 раз выше фона. В результате, население систе-

матически подвергаются воздействию этих вредных веществ, а их накопление в организме человека снижает сопротивляемость к инфекциям, приводит к развитию сердечно-сосудистых, онкологических и других заболеваний.

3. Экологическая опасность массовых взрывов в карьерах определяется, в первую очередь, уровнем приземных концентраций загрязняющих веществ, включая пыль, за пределами санитарно-защитной зоны этих карьеров. Причем концентрации, а также дальность рассеивания загрязнителей зависят от параметров массового взрыва, высоты подъема пылегазового облака и условий естественного проветривания карьеров.

4. Для повышения экологической безопасности массовых взрывов в карьерах необходимо комплексно учитывать взаимную связь между параметрами рассеивания пылевого облака. Для этого необходимы дальнейшие исследования процесса выброса загрязняющих веществ в атмосферу при массовых взрывах и их выноса в окружающую среду с последующей разработкой технических решений, направленных на улучшение экологической ситуации на территориях, прилегающих к железорудным карьерам.

ГЛАВА 2 ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПЫЛЕВОГО ОБЛАКА ПРИ МАССОВОМ ВЗРЫВЕ В КАРЬЕРЕ И ОЦЕНКА ЕГО ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ С УЧЕТОМ ДИСПЕРСНОСТИ ПЫЛИ

2.1. Анализ физических процессов выброса пылегазового облака

При массовых взрывах в карьерах зарождение и формирование пылегазового облака (ПГО) представляет собой высокоэнергетический, сложный и быстропротекающий процесс. После взрыва зарядов ВВ продукты детонации обладают высоким давлением и температурой, которые в процессе расширения изменяются до конечных нормальных значений. Характер этого процесса, в конечном итоге, определяет объемы загрязняющих веществ, рассеиваемых в атмосфере.

Процесс возникновения и развития ПГО при массовом взрыве можно разделить на три этапа [45]:

Первый этап продолжительностью до 180 мс с момента начала процесса детонации, во время которого в атмосферу поступают сыпучие вещества забоек, выталкиваемые из скважин высоким давлением, и частично продукты детонации ВВ, фильтрующиеся через пористый материал забойки.

Второй этап зарождения и формирования ПГО продолжительностью с 180 мс до 800 мс, который наступает после разлома горного массива и характеризуется интенсивным выходом в атмосферу газообразных продуктов детонации и взрыва, а также пыли по всей границе раздробленного массива. Продолжается этот этап до момента выравнивания внутреннего давления в разрыхленном массиве с атмосферным давлением. В это время происходит наиболее интенсивное развитие ПГО за счет его подпитки из очага взрыва.

Третий этап (продолжительностью от 800 мс до 30 с) характеризуется началом самостоятельной тепловой эволюции облака взрыва, его торможения и рассеивания в атмосфере.

На рис. 2.1 схематично представлен процесс формирования ПГО при массовом взрыве в карьере.

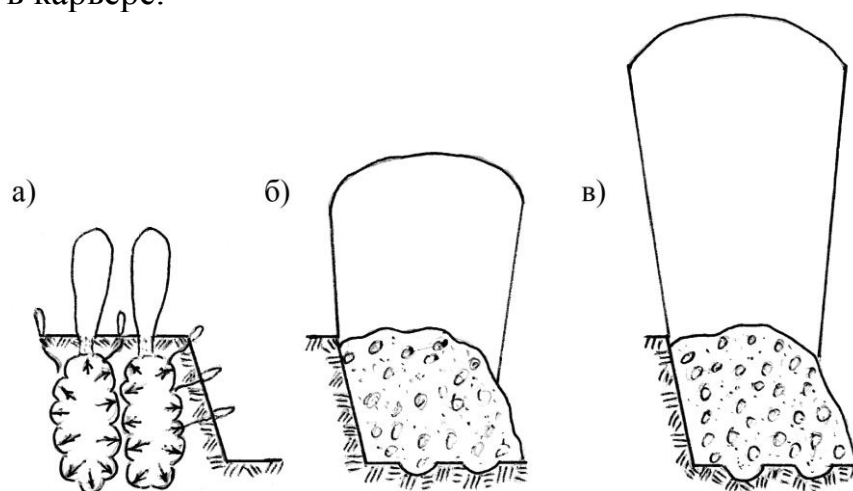


Рисунок 2.1 – Схемы процесса формирования пылегазового облака при массовом взрыве в карьере: а, б, в – соответственно через 180, 800, 30000 мс.

В стадии зарождения ПГО представляет собой условный объект с оболочкой высокой плотности и температуры, обладающий большим запасом кинетической и тепловой энергии, но пока имеет незначительные геометрические параметры. В стадии развития ПГО представляет собой условный объект с оболочкой в виде полидисперсной (пылегазовоздушной) среды незначительной плотности и с температурой, равной температуре окружающей среды, который при окончании своего развития теряет оболочку и имеет значительные геометрические параметры (до десятков млн. м³).

Важнейшими параметрами ПГО является высота подъема от поверхности земли и дальность его распространения в приземном слое атмосферы, поскольку они определяют степень загрязнения окружающей среды выброшенными в атмосферу продуктами взрыва. Выходящие из скважины остатки продуктов детонации обладают высокой начальной скоростью движения (динамический фактор) и температурой, превышающей температуру окружающей среды (тепловой фактор). Начальная скорость и температура остатков продуктов взрыва формируют ПГО определенной высоты. Время действия динамического фактора исчисляется долями секунды, а теплового – минутами. Промышленные исследования показали [7], что через 55-65 с ПГО начинает терять свои четкие очертания и через несколько минут скорость развития становится минимальной и соответствует скорости ветра у поверхности карьера.

Результаты исследований общей высоты подъема ПГО и дальности его распространения имеют разноречивый характер. Так, в работах [5, 7, 13] утверждается, что ПГО при массовом взрыве достигает высоты до 1,6 км и распространяется на расстояния 8-12 км и более. В работе [7] показано, что крупные фракции пыли интенсивно выпадают из пылегазового облака через 60-120 с после взрыва, а газы и мелкие частицы пыли в зависимости от скорости ветра распространяются на различные расстояния от его эпицентра (до 2-3 км и более). В работе [46] установлено, что под действием теплового фактора ПГО получает в среднем 50%-ное приращение высоты своего подъема, а время действия фактора достигает нескольких минут. Исследованиями установлено, что за первые $t_1=800$ мс под действием энергии взрыва ПГО выбрасывается на высоту $h_1=100-120$ м. При этом скорость движения всех компонентов облака составляет $u_1 = h_1/t_1 = 125-150$ м/с. Причем период формирования эпицентров не зависит от метеорологических параметров атмосферы. Принимая во внимание приведенные данные, важно определится с высотой подъема ПГО на третьем этапе его развития. Поэтому проанализируем процесс его образования.

Из второго закона Ньютона следует, что элементарное изменение количества движения равно элементарному импульсу силы [47]. В результате, частица под действием сил инерции после выброса ее из скважины продуктами детонации ВВ движется вверх, обладая количеством движения $m\vartheta$, где m – масса частицы кг, ϑ – скорость ее движения, м/с. Препятствует движению частицы сила тяжести $F_T=mg$ и сила сопротивления воздуха $F_c = 0,5\rho_B\xi\vartheta^2S_M$, где ρ_B – плотность воздуха, кг/м³; ξ – коэффициент сопротивления, который зависит от числа

Рейнольдса; ϑ – скорость движения пылевой частицы, м/с; S_M – миделево (поперечное) сечение частицы, м² [48]. Таким образом:

$$d(m\vartheta) = Fdt,$$

или

$$\frac{d(m\vartheta)}{dt} = F_T + F_C.$$

Подставим в последнее выражение значения действующих на частицу сил. Получим:

$$m \frac{d\vartheta}{dt} = mg + 0,5\rho_B \xi \vartheta^2 S_M,$$

откуда:

$$\vartheta = \left(\frac{m(a-g)}{0,5\rho_B \xi S_M} \right)^{0,5}.$$

Очевидно, если частицы выбрасываются из скважины в один и тот же момент времени, то более тяжелые (крупные) частицы, имея больше количества движения, подымутся выше, чем мелкие. Частицы прекратят движение вверх, когда их замедление сравняется с ускорением земного тяготения.

При разработке проекта массового взрыва определяется контур взрываемого участка, который по площади уступа имеет ширину B и длину L (рис.2.2).

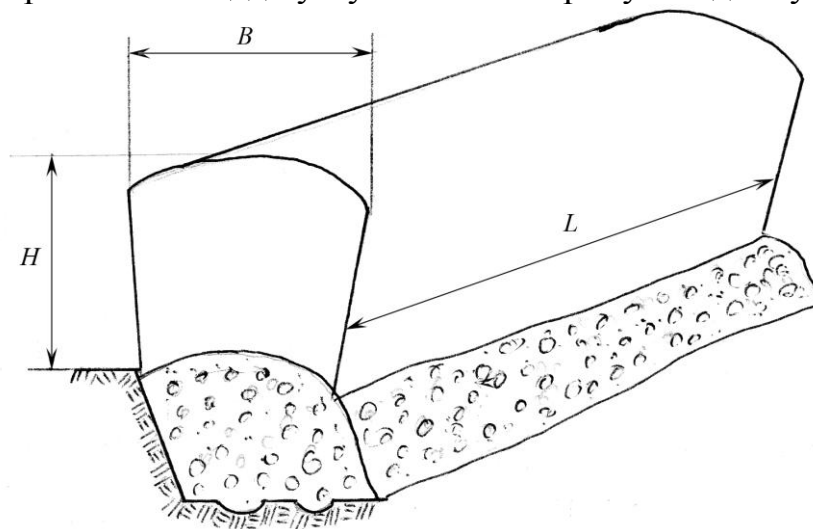


Рисунок 2.2 – Геометрические параметры пылегазового облака в стадии зарождения

После производства взрыва в первые 800 мс ПГО выбрасывается на высоту H и имеет в стадии зарождения температуру около 2500 °С [49]. Таким образом, в результате первого этапа зарождения ПГО образуется исходный объем раскаленных газов и пыли $V_1 = BLH$. В течение 280-800 мс заканчивается формирование теплового и пылевого эпицентров ПГО и начинается формирование эжекционных потоков и подъем облака по вертикали.

Установлено, что в Кривбассе количество вредных газов от применяемого при массовых взрывах украинита-ПП-2Б составляет 24,3 дм³/кг ВВ в пересчете на СО [49]. Эти газы в период зарождения ПГО занимают объем:

$$V_z = 24,3 Q, \text{ дм}^3, \quad (2.1)$$

где Q – масса заряда ВВ при массовом взрыве, кг.

В исходный объем ПГО, кроме взрывных газов, поступает и атмосферный воздух в количестве

$$V_в = V_1 - V_z. \quad (2.2)$$

Таким образом, в исходный объем ПГО поступают взрывные газы в объеме $V_г$, температура которых равна $t_г$, и атмосферный воздух в объеме $V_в$, температура которого равна $t_в$. Определим массу этой смеси и ее температуру:

Масса смеси газов равна сумме масс газов, составляющих смесь:

$$m = m_1 + m_2 + \dots + m_i = m_i = p_1 V_{z1} + p_2 V_{z2} + \dots + p_i V_{zi} \quad (2.3)$$

где $m_i = \rho_i V_{gi}$ – масса i -го газа смеси, кг; $i=1;2;\dots;n$ – порядковый номер газа смеси; n – количество газов, составляющих газовую смесь; p_i – плотность i -го газа смеси, кг/м³; V_{zi} – объем i -го газа в смеси, м³.

Так как газы при смешивании не совершают внешней работы, то внутренняя энергия смеси газов, согласно первому закону термодинамики, равна сумме внутренних энергий отдельных газов до смешивания [50]:

$$U = U_1 + U_2 + \dots + U_n = \sum_{i=1}^n U_i \quad (2.4)$$

где U – внутренняя энергия смеси газов, Дж; U_i – внутренняя энергия i -го газа, Дж.

Внутренняя энергия газа:

$$U = m C_p T, \quad (2.5)$$

где m – масса газа, кг; C_p – удельная массовая теплоемкость газа при постоянном давлении, Дж/кг·К; T – температура газа, К. Поэтому

$$U_1 = m_1 C_{p1} T_1; U_2 = m_2 C_{p2} T_2; U_i = m_i C_{pi} T_i$$

где C_{pi} – массовая теплоемкости газов, составляющих смесь, Дж/кг К ($i=1,2,\dots,n$); T_i – температура газов, составляющих смесь, К. Тогда

$$m C_p T = m_1 C_{p1} T_1 + m_2 C_{p2} T_2 + \dots + m_n C_{pn} T_n$$

или

$$C_p T = q_1 C_{p1} T_1 + q_2 C_{p2} T_2 + \dots + q_n C_{pn} T_n, \quad (2.6)$$

где C_p – массовая теплоемкость смеси газов, Дж/кг К; T – температура смеси газов, К; $q_i = \frac{m}{m_i}$ – массовые доли газов, составляющих газовую смесь.

Теплоемкость смеси газов определяют по выражению [50]:

$$C_p = q_1 C_{p1} + q_2 C_{p2} + \dots + q_n C_{pn} = \sum q_i C_{pi}.$$

С его учетом (2.6) примет вид:

$$T (q_1 C_{p1} + q_2 C_{p2} + \dots + q_n C_{pn}) = q_1 C_{p1} T_1 + q_2 C_{p2} T_2 + \dots + q_n C_{pn} T_n.$$

Откуда находим температуру смеси газов на первом этапе зарождения пылегазового облака:

$$T = \frac{q_1 C_{p1} T_1 + q_2 C_{p2} T_2 + \dots + q_n C_{pn} T_n}{q_1 C_{p1} + q_2 C_{p2} + \dots + q_n C_{pn}} = \frac{\sum_{i=1}^n q_i C_{pi} T_i}{\sum_{i=1}^n q_i C_{pi}}. \quad (2.7)$$

Таким образом, по истечении 800 мс после взрыва и смешивания раскаленных газов, пыли и атмосферного воздуха ПГО будет иметь объем V_1 и температуру T , которую можно определить по выражению (2.7).

Дальнейшее расширение ПГО происходит под воздействием тепловых и инерционных процессов при давлении, равном атмосферному, так как давление в расширяющихся продуктах детонации и в воздухе быстро выравнивается со скоростью распространения звука в данном газе [51, 52].

Для упрощения анализа процесса принимаем условия, при которых отсутствует боковой ветер и атмосферные осадки, а также не учитываем влияние электромагнитных полей и температурной стратификации атмосферы. При расширении продуктов детонации будет уменьшаться их плотность, закон изменения которой можно установить из следующих соображений.

Запишем уравнение состояния газов для момента образования первичного облака:

$$P_1 = \rho_1 R T_1,$$

где P_1 – давление газов детонации, Н/м²; ρ_1 – плотность смеси газов, кг/м³; R – удельная газовая постоянная; T_1 – температура смеси газов, К. При расширении облака эти параметры будут изменяться и для момента окончания процесса расширения уравнение состояния можно записать в следующем виде:

$$P_2 = \rho_2 R T_2.$$

Разделим эти выражения друг на друга:

$$\frac{P_1}{P_2} = \frac{\rho_1 T_1}{\rho_2 T_2}.$$

Отсюда

$$\rho_2 = \rho_1 \frac{P_2 T_1}{P_1 T_2}.$$

Выражая величины ρ_1 и ρ_2 , через удельные объемы $\rho_1 = \frac{1}{V_1}$; $\rho_2 = \frac{1}{V_2}$, получим

$$V_2 = V_1 \frac{P_1 T_2}{P_2 T_1}. \quad (2.8)$$

Здесь V_2 – объем облака по окончанию процесса расширения, м³; P_2 – давление внутри облака, равное атмосферному, Па; T_2 – температура смеси газов облака после остывания, равная температуре окружающей среды, К.

Выражение (2.8) можно записать как

$$\frac{V_2}{V_1} = K \frac{T_2}{T_1},$$

где $K = \frac{P_1}{P_2}$ – коэффициент пропорциональности, равный соотношению давлений в начале и конце процесса расширения облака. Таким образом, при остывании и расширении пылегазового облака изменение его объема пропорционально изменению его температуры:

$$\Delta V = K \Delta T.$$

В процессе расширения ПГО от исходного объема V_I , формирование которого заканчивается по истечению, примерно, 800 мс после взрывания ВВ, до конечного объема V_2 , формирование которого заканчивается по истечении примерно 30 с после взрыва, в него, в результате эжекционных процессов и диффузии, поступает атмосферный воздух в количестве, равном разности этих объемов:

$$V_B = V_2 - V_I, \quad (2.9)$$

где V_B – количество атмосферного воздуха, поступающего в ПГО в результате эжекционных процессов, м³.

Конечный объем ПГО при отсутствии бокового ветра можно определить по известным количествам поступивших в него взрывных газов и их концентрации в конце процесса расширения. При этом, в соответствии с данными измерения концентрации взрывных газов, приведенными в работе [14], их максимальная концентрация после взрыва составляет: NO , NO_2 – 6-8 мг/м³; CO – 245-260 мг/ м³. С учетом объемов этих газов, конечный объем ПГО можно определить из выражения

$$V_2 = \frac{V_\Gamma}{\sum c_i} 100, \text{ м}^3, \quad (2.10)$$

где $\sum_{i=1}^n c$ – суммарная концентрация взрывных газов в ПГО, %.

Дисперсный состав пыли образовавшихся облаков весьма разнообразен [4, 7, 14, 53, 54]. Причем крупнодисперсные частицы и пыль оседают сразу после взрыва, а тонкодисперсная увлекается восходящим потоком газовой смеси. Процесс ее осаждения происходит дифференцировано в зависимости от массы и размера частиц. Поскольку этот процесс определяет экологическую опасность загрязнения окружающей среды, в настоящей работе поставлена задача более подробного его исследования.

2.2. Расчет высоты подъема пылевого облака с учетом дисперсности частиц

Высота подъема ПГО существенно влияет на приземные концентрации пыли, которые определяют ее опасность для здоровья населения, а также дальность распространения выброса, граница влияния которого на почву ограничена поступлением ее в размере до 1 ПДК пыли. Согласно расчетам, приведенным в методике [55], приземные концентрации обратно пропорциональны квадрату высоты источника выброса. Таким образом, чем выше поднимется пылевое облако, тем меньше приземные концентрации. Зато существенно возрастает площадь рассеивания пыли. Задача же состоит в том, чтобы уменьшить площадь воздействия пылевого облака, сократив ее в идеале до размеров санитарно-защитной зоны (СЗЗ) карьера. С этой позиции важно создавать способы снижения высоты газопылевого выброса при взрывах. При этом необходимо располагать методом расчета этой высоты, с учетом параметров взрыва и условий карьера, а также дисперсного состава выбрасываемой в атмосферу пыли.

Количество пыли, выбрасываемой в атмосферу при массовых взрывах в железорудных карьерах, изменяется в широких пределах и зависит от многих факторов. Важнейшим из них является удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) на единицу объема взрывающейся горной массы. По результатам исследований, приведенным в работе [14], установлено, что удельный выброс пыли при применении грамонита составляет 0,143-0,260 кг/кг ВВ, при применении украинита – 0,106-0,218 кг/кг ВВ, при применении анемикса – 0,100-0,150 кг/кг ВВ. Начальная концентрация пыли в облаке после взрыва украинита колеблется в пределах 1320,0-1400,0 мг/м³.

Энергией взрыва пылевые частицы поднимаются на различную высоту, при этом наблюдается более интенсивное оседание крупных и тяжелых частиц, в сравнении с мелкими и легкими. Влияние температурной стратификации атмосферы, приводит к тому, что в полидисперсном облаке частицы при рассеивании распределяются по высоте согласно размерам (при равной плотности вещества). От высоты расположения частиц каждого размера будет зависеть характер их рассеивания в атмосфере под действием ветра и диффузии, приземные концентрации пыли, интенсивность ее оседания на почву и, в конечном итоге, экологическая опасность железорудной карьерной пыли для окружающей среды и здоровья населения на прилегающих территориях. Поэтому важно выяснить характер фор-

мирования пылегазового облака и, в частности, определить высоты подъема пылевых частиц, выбрасываемых при массовых взрывах в атмосферу, с учетом влияния разных факторов, включая их дисперсность и плотность вещества железорудной пыли [56, 57].

Вначале рассматривались известные аналитические зависимости, которые позволяют рассчитать высоту подъема пылегазового облака после массовых взрывов. Так, в работе [7, 13] приведены формулы для определения высоты его подъема после взрыва относительно уровня, принятого за начальный. Особенностью представленных соотношений является то, что с их помощью можно определить высоту подъема ПГО в целом. При решении же вопросов пылеподавления облака, в частности орошением, или в случае прогнозирования рассеивания пыли под действием ветра, важно знать дисперсное распределение частиц пыли по высоте облака. Поэтому необходимо оценить высоту подъема частиц различного размера под действием теплового фактора.

Для анализа поведения твердых аэрозольных частиц в ПГО после массового взрыва рассмотрим действующие на них силы. Положим, что на частицу, кроме силы тяжести, действуют лишь силы гидродинамической природы. Для упрощения решения задачи будем считать, что все частицы пыли имеют форму шара, подъем частиц происходит при отсутствии бокового ветра, а диффузия в горизонтальном направлении пренебрежимо мала.

Итак, продукты детонации скважинных зарядов и образовавшаяся при взрыве пыль под действием теплового напора начинают движение вверх с начальной скоростью ϑ_0 . Газовый поток взрыва в процессе формирования облака движется под действием инерционных сил и сил теплового напора со скоростью u . Вследствие явления проскальзывания, пылевые частицы движутся относительно потока газа с меньшей скоростью ϑ . При этом, скорости потока газов и частиц изменяются во времени, как показано на рис. 2.3. Поэтому относительная скорость пылевой частицы составит $\omega = u - \vartheta$.

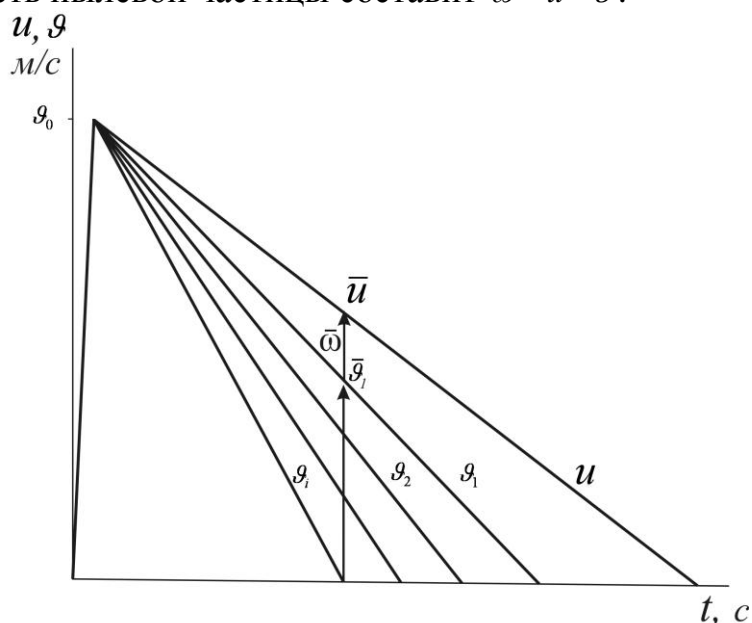


Рисунок 2.3 – Характер изменения скорости движения взрывных газов (u) и пылевых частиц (ϑ_i) в пылегазовом облаке после массового взрыва

Дальнейшее движение частицы будет замедляться за счет воздействия на нее силы сопротивления движению (силы вязкости) и силы тяжести. По мере остывания продуктов детонации тепловой напор будет снижаться, что вызывает уменьшение скорости движения пылевой частицы и пропорциональной ей силы сопротивления. В конечном итоге разнонаправленные силы, воздействующие на пылевую частицу, уравниваются, поэтому частица прекратит движение вверх, достигнув максимальной высоты подъема. Определим эту высоту.

Уравнение движения частицы в соответствии со вторым законом Ньютона запишется в виде

$$ma = \sum F, \quad (2.11)$$

где m – масса частицы, кг; a – ускорение движения частицы, м/с²; $\sum F$ – сумма сил, действующих на частицу, Н.

Проанализируем силы, действующие на пылевую частицу, согласно рис. 2.4.

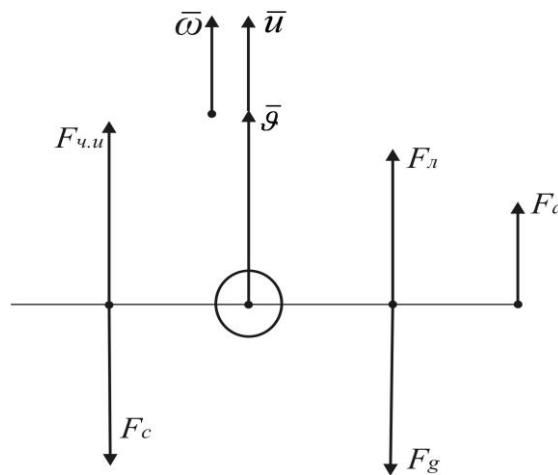


Рисунок 2.4 – Схема определения сил, действующих на пылевую частицу

1. Сила аэродинамического сопротивления воздуха обозначена как F_c , Н. Она определяется по выражению [48]

$$F_c = 0,5\rho_r\xi g^2 S_m, \quad (2.12)$$

где S_m – площадь поперечного (миделевого) сечения сферической частицы, м²; ξ – коэффициент сопротивления, который зависит от числа Рейнольдса частицы. Для стоксовских частиц $\xi = \frac{24}{Re}$. Для крупных тяжелых частиц и их высоких относительных скоростей можно воспользоваться формулой Клячко:

$$\xi = \frac{24}{Re} + \frac{4}{\sqrt[3]{Re}}.$$

Здесь $Re = \frac{\vartheta d}{\nu} = \frac{\rho_B \vartheta d_c}{\mu}$, где ν – кинематический коэффициент вязкости воздуха, м²/с; $\mu = 18,2 \cdot 10^{-6}$ Па·с – динамическая вязкость воздуха, d_c – диаметр пылевой частицы, м; ρ_B – плотность воздуха, кг/м³.

После подстановки значений и преобразований выражение (2.12) для стоксовских частиц примет вид

$$F_c = 3\pi\mu d_c \vartheta.$$

Направлена сила сопротивления противоположно вектору скорости движения частицы.

Поскольку начальная скорость частицы равна $\vartheta = \vartheta_0$, а конечная после ее остановки в воздухе – $\vartheta = 0$, будем считать для простоты среднюю скорость частицы, равной $\vartheta_0/2$. С учетом этого, выражение (2.12) примет вид:

$$F_c = 3\pi\mu d_c \frac{\vartheta_0}{2}. \quad (2.13)$$

2. По направлению вектора ускорения g на частицу действует сила тяжести

$$F_g = mg. \quad (2.14)$$

Она направлена против вектора скорости движения частицы.

3. Под действием разности температур продуктов детонации ВВ (T_1) и наружного воздуха (T_2) возникает конвективный поток (рис. 2.5). При этом движущегося поток воздействует на пылевые частицы, вызывая их перемещение вверх за счет силы лобового давления F_L . Величина этой силы совпадает с направлением вектора скорости частицы и зависит от скорости конвекции, которая определяется плотностью газов детонации и окружающего воздуха, а также зависит от сечения частицы:

$$F_L = (\rho_2 - \rho_1)ghS_M, \quad (2.15)$$

где $\rho_1 = \rho_0 \frac{P_1}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_1}$ – плотность продуктов детонации скважинных зарядов ВВ, Н/м³. Здесь ρ_0 – плотность продуктов детонации при нормальных условиях, Н/м³; P_1 – статическое давление выбросов продуктов детонации, Па; T_1 – температура выбросов продуктов детонации, К; $\rho_2 = \rho_B \frac{P_2}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_2}$ – плотность атмосферного воздуха, кг/м³, при атмосферном давлении P_2 и температуре T_2 ; ρ_B – плотность воздуха при нормальных условиях, кг/м³; h – высота подъема пылегазового облака, м; $S_M = \frac{\pi d_c^2}{4}$ – поперечное (миделево) сечение пылевой частицы, м².

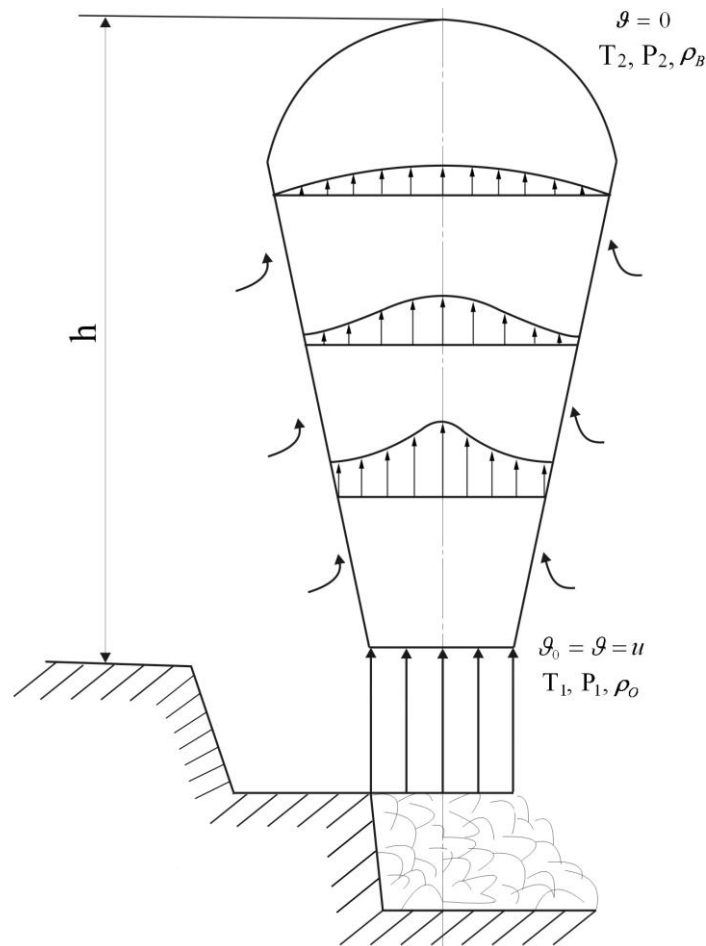


Рисунок 2.5 – Схема формирования пылегазового облака при массовом взрыве

Таким образом, выражение (2.15) можно записать как:

$$F_n = \frac{g \pi d_c^2}{4} \left(\rho_B \frac{P_2}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_2} - \rho_0 \frac{P_1}{1,013 \cdot 10^5} \frac{293}{T_1} \right) h. \quad (2.16)$$

Поскольку в продуктах детонации статическое давление быстро становится равным атмосферному [51], то можно считать, что $P_a = P_1 = P_2$. В этом случае выражение (2.16) примет вид:

$$F_n = \frac{\pi d_c^2 g}{4} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_B}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h. \quad (2.17)$$

Если пренебречь силами инерции, вызванными изменением скорости газа, силами инерции вытесненного газа, силами сопротивления при изменении ускорения движения частицы, действием силы Архимеда, поскольку плотность газа на три порядка меньше плотности железорудной пыли, то уравнение движения частицы (2.11) в этом случае запишется в виде:

$$ma = F_n - F_c - F_g. \quad (2.18)$$

В момент прекращения движения частицы выражение (2.18) примет вид:

$$ma = F_n - F_c - F_g = 0$$

или:

$$F_n = F_c + F_g. \quad (2.19)$$

Подставим в него значения сил, определенных выше. Получим

$$\frac{\pi d_u^2 g}{4} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_B}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{3}{2} \pi \mu d_u \mathcal{G}_0 + mg.$$

После исключения массы сферической частицы m получим

$$\frac{3}{2} \frac{g}{\rho_u d_u} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_B}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{18\mu}{\rho_u d_u^2} \frac{\mathcal{G}_0}{2} + g.$$

Раскроем значение скорости выхода продуктов детонации \mathcal{G}_0 по выражению (1.1) и введем значение времени релаксации [58, 59], т.е. времени, в течение которого частица затормозится в воздухе или, наоборот, разгонится от нуля до скорости потока, если ее туда поместить, — $\tau = \frac{\rho_u d_u^2}{18\mu}$. Получим выражение:

$$\frac{3g}{2\rho_u d_u} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_6}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right) h = \frac{Mv_D}{2\tau} \left[\frac{1}{0,33 + (l_3/l_{BB})(\rho_3/\rho_{BB})} \right]^{1/2} + g.$$

Из него находим высоту подъема пылевой частицы:

$$h = \frac{\frac{Mv_D}{2\tau} \left[\frac{1}{0,33 + (l_3/l_{BB})(\rho_3/\rho_{BB})} \right]^{1/2} + g}{\frac{3g}{2\rho_u d_u} \frac{293 P_a}{1,013 \cdot 10^5} \left(\frac{\rho_a}{T_2} - \frac{\rho_0}{T_1} \right)}. \quad (2.20)$$

Выражение (2.20) позволяет рассчитать высоту подъема пылевой частицы в облаке, образовавшемся после массового взрыва. Отличием формулы от известных является то, что она учитывает размеры (диаметры) частиц пыли, плотность их вещества, а, кроме того, параметры скважинных зарядов, атмосферное давление и температуру воздуха, температуру продуктов детонации ВВ и начальную скорость выхода остатков продуктов детонации, которая, в свою очередь, зависит от мощности взрыва и типа применяемого ВВ.

Для дальнейшего использования формулы (2.20) нами выполнялся анализ дисперсного состава аэрозоля в пыле-газовом облаке по априорным данным. В качестве исходного распределения частиц в пылевом облаке в 20 м от блока без применения средств пылегазоподавления взято распределение, приведенное в [14] (табл. 2.1.).

Таблица 2.1 – Дисперсный состав (массовое содержание в %) частиц пыли, образующихся после массовых взрывов в карьерах

Наименование показателя	Значение показателя						
	< 1,4	1,4-4,2	4,2-10	10-15	15-30	30-45	45-100
Диаметр частиц, мкм	< 1,4	1,4-4,2	4,2-10	10-15	15-30	30-45	45-100
Средний диаметр фракции, мкм	1	3	7	13	23	38	73
Массовое содержание, %	10,67	11,24	12,46	14,15	15,88	17,37	18,24

Как видим, доля наиболее опасной для биоты пыли с размером частиц от 1 до 10 мкм составляет более 30% от общей массы выбрасываемой пыли. Оставшуюся часть составляет крупная пыль, которая довольно быстро оседает в атмосфере, причем в самом карьере или в пределах его СЗЗ.

Расчет высоты подъема частиц среднего размера для каждой фракции выполним по формуле (2.20) при массовом взрыве «Украинита – ПП-1» мощностью 500 т в скважинах диаметром 250 мм и глубиной 18 м. При этом исходим из положения о независимом действии динамического и теплового факторов. Как известно, под действием динамического фактора (давления продуктов детонации ВВ) пылевые частицы выбрасываются из скважины на высоту до 120 м. Причем это облако является полидисперсным, а пылевые частицы всех фракций распространены по всему объему облака.

Далее под действием теплового фактора частицы начинают подниматься с разной высоты до верхней границы облака. Причем мелкодисперсная пыль как наиболее легкая поднимается на наибольшую высоту, а тяжелая крупнодисперсная пыль окажется на минимальной высоте. В результате, при развитии ПГО под действием теплового фактора при отсутствии ветра происходит распределение частиц фракций по высоте.

Проведем расчет верхних и нижних границ распределения условных облаков со средними диаметрами частиц, исследуемых фракций пыли, которые в средней части облака перекрывают друг друга. В расчете используем исходные данные, характерные для указанного выше взрыва:

- коэффициент, учитывающий взаимодействие метаемого тела со стенками взрываемого горного массива $M = 5,3 \cdot 10^{-3}$ [13];
- скорость детонации ВВ в заряде $v_d = 4500 \text{ м/с}$;
- длина заряда ВВ в скважине $l_{ВВ} = 8 \text{ м}$;
- длина забойки в скважине $l_3 = 8 \text{ м}$;
- плотность забойки $\rho_3 = 4000 \text{ кг/м}^3$;
- плотность ВВ $\rho_{ВВ} = 1550 \text{ кг/м}^3$;
- плотность железорудной пыли $\rho_v = 4000 \text{ кг/м}^3$;
- динамический коэффициент вязкости воздуха $\mu = 18,2 \cdot 10^{-6} \text{ Па} \cdot \text{с}$;
- атмосферное давление $P_a = 1,013 \cdot 10^5 \text{ Па}$;
- температура продуктов детонации ВВ в первичном облаке $T_1 = 596 \text{ К}$, вычисленное по выражению (2.7);
- температура атмосферного воздуха $T_2 = 293 \text{ К}$;

- плотность атмосферного воздуха при нормальных условиях $\rho_a = 1,2 \text{ кг/м}^3$;
- плотность продуктов детонации при нормальных условиях $\rho_0 = 1,8 \text{ кг/м}^3$.

Результаты расчетов высоты подъема пылевого облака со средним размером частиц исследуемых фракций пыли под действием теплового фактора при отсутствии ветра представлены в табл. 2.2.

Таблица 2.2 – Результаты расчета высоты подъема пылевого облака со средним размером частиц исследуемых фракций

Средний диаметр фракции, мкм	1	3	7	13	23	38	73
Верхняя граница подъема, м	603,8	281,3	189,1	157,2	41,0	132,7	126,6
Нижняя граница подъема, м	483,8	161,3	69,1	37,2	21,0	12,7	6,6

Наглядно распределение пылевых фракций в облаке при отсутствии ветра представлено на рис. 2.6.

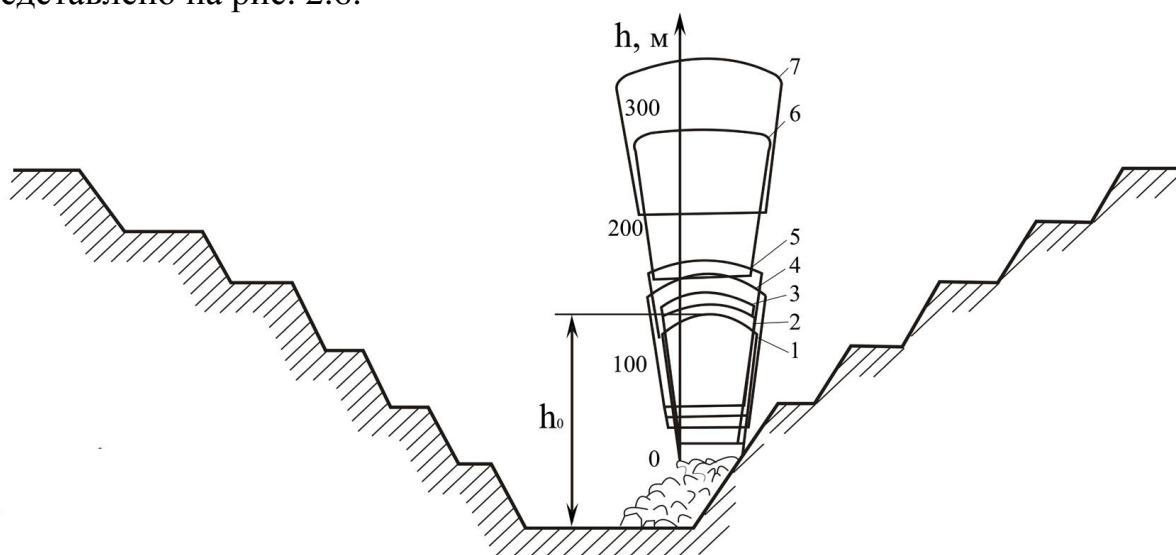


Рисунок 2.6 – Распределение пылевых фракций в облаке в зависимости от среднего диаметра частиц: 1 – 73 мкм; 2 – 38 мкм; 3 – 23 мкм; 4 – 13 мкм; 5 – 7 мкм; 6 – 3 мкм; 7 – 1 мкм.

Так как, при отсутствии ветра пылевые частицы на прилегающие территории не рассеиваются, с точки зрения экологической безопасности необходимо рассмотреть процесс выхода пылевого облака из карьера под действием ветровых потоков. Этот вопрос исследуется в следующем разделе.

2.3. Расчет скорости осаждения частиц железорудной пыли из пылегазового облака

При решении вопросов борьбы с пылегазовым облаком, снижения загрязнения атмосферы и прилегающих территорий важно знать скорости осаждения аэрозольных частиц на земную поверхность. Проанализируем этот процесс для железорудной пыли с учетом известных классических положений Стокса о движении частиц в жидкости или газе под действием силы тяжести, а также с

учетом параметров частиц ПГО, образующегося при массовом взрыве в карьере.

Как показано, в ПГО сразу после взрыва в результате воздействия динамического и термического факторов пыль движется вверх. Причем высота подъема частиц зависит от их диаметра и плотности вещества. Далее при равновесии сил, вызывающих движение частицы вверх, и сил сопротивления движению пылевая частица останавливается. Затем начинается ее движение вниз (осаждение) под действием силы тяжести $F_g = mg$, где m – масса частицы, кг; g – ускорение земной тяжести, m/c^2 . Противодействует оседанию частицы выталкивающая сила Архимеда $F_A = \rho_0 Vg$, где ρ_0 – плотность воздуха, $кг/м^3$; V – объем частицы, $м^3$, а так же сила трения среды, которая при ламинарном режиме движения среды пропорциональна скорости движения частицы (рис. 2.7). Сила трения среды может быть выражена как $F_{mp} = K\vartheta$, где K – коэффициент сопротивления, $Нс/м$, ϑ – скорость осаждения пылевой частицы, $м/с$ [48].

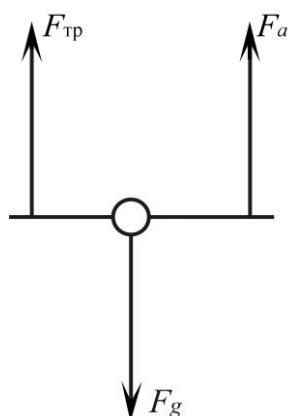


Рисунок 2.7 – Силы, действующие на частицу при ее осаждении

Аналитическая зависимость для определения K была впервые получена Стоксом путем совместного решения уравнений движения газа (Навье – Стокса) и неразрывности среды:

$$\frac{Du}{dt} = F - \frac{1}{\rho} \text{grad}P + \frac{\mu}{\rho} \bar{\nabla}^2 \vartheta; \quad (2.21)$$

$$diV\vartheta = 0. \quad (2.22)$$

При этом было получено выражение в виде

$$K = 3\pi\mu d,$$

где μ – динамическая вязкость воздуха, $Па\ c$; d – диаметр пылевой частицы, $м$, при допущениях:

- сфера обтекается безграничным однородным потоком вязкой жидкости;
- обтекание медленное, стационарное, поэтому инерционными членами в уравнении можно пренебречь и учесть только силы давления и трения;

- объемные силы отсутствуют.

Проанализируем, как оседает частица в воздухе. Вначале она движется ускорено, а затем сила трения среды F_{mp} уравнивает силу седиментации $F_g - F_A$:

$$F_{mp} = F_g - F_A. \quad (2.23)$$

После подстановки значений сил выражение (2.28) примет вид:

$$3\pi\mu d\vartheta = mg - \rho_0 Vg.$$

Выразим массу и объем частицы как $m = \rho V$, а $V = \frac{\pi d^3}{6}$, тогда выражение (2.23) примет вид:

$$3\pi\mu d\vartheta = \frac{\rho g \pi d^3}{6} - \frac{\rho_0 g \pi d^3}{6}.$$

Откуда

$$\vartheta = \frac{g\rho d^2}{18\mu}. \quad (2.24)$$

Выражение (2.24) известно как формула Стокса для определения скорости осаждения пылевых частиц в воздухе под действием сил гравитации [57, 58]. Следует отметить, что ввиду принятых допущений область ее применения ограничивается как по числу Рейнольдса, так и по размеру частиц. Хорошее совпадение формула (2.24) дает только при числах Рейнольдса – $Re = \frac{\rho_0 \vartheta d}{\mu} < 1$.

С ростом числа Re сила сопротивления среды становится пропорциональной квадрату скорости и определяется выражением

$$F_c = \xi 0,5 \rho_0 \vartheta^2 \pi r^2,$$

где $\xi = f(Re)$ – коэффициент сопротивления частицы, определяемый в общем случае по экспериментальным данным и зависящий от режима обтекания; r – радиус пылевой частицы, м.

Весь диапазон значений Re обычно делят на несколько областей, в пределах которых зависимость $\xi = f(Re)$ можно аппроксимировать простыми формулами [48]. Причем при расчетах удобно пользоваться формулой вида $\xi = \frac{A}{Re^n}$, где коэффициенты A и n в зависимости от числа Re определяются по табл. 2.4.

Таблица 2.4 – Значения коэффициентов A и n для разных Re

Re	A	n
0,1	24,0	1,0
0,1 - 1	26,9	0,95
1 - 10	26,5	0,8
10 - 10 ²	16,8	0,6
10 ² - 10 ³	5,8	0,37

Скорость осаждения пылевой частицы можно определить и по методу Лященко. При этом скорость осаждения выражают через число Рейнольдса $g = \frac{Re \mu}{\rho_0 d}$ и подставляют в уравнение осаждения частицы $F_g = F_c$ или

$$\frac{1}{6} \pi d^3 (\rho - \rho_0) g = \frac{1}{2} \xi \rho_0 \frac{Re^2 \mu^2 \pi d^2}{\rho_0^2 d^2 \cdot 4}.$$

Это уравнение сводится к виду:

$$\xi Re^2 = \frac{4 d^3 \rho_0^2 (\rho - \rho_0) g}{3 \mu^2},$$

где выражение:

$$\frac{d^3 \rho_0^2 (\rho - \rho_0) g}{\mu^2} = Ar \quad (2.25)$$

представляет собой число Архимеда.

В этом случае $Ar = \frac{3}{4} \xi Re^2$. Далее можно выразить число Рейнольдса для двух предельных случаев:

для стоксовской области $Re < 1$; $\xi = \frac{24}{Re}$; $Re = \frac{Ar}{18}$;

для области $Re > 10^4$; $\xi = 0,45$; $Re = \frac{\sqrt{Ar}}{0,6}$.

В целом для всего диапазона чисел Рейнольдса достаточную для ориентировочных расчетов точность дает приближенная формула Годеса [48]:

$$Re = \frac{Ar}{18 + 0,61 \sqrt{Ar}}. \quad (2.26)$$

В результате вышеизложенного расчет скорости осаждения пылевых частиц в гравитационном поле осуществляют в следующем порядке:

- 1) рассчитывают скорость осаждения по формуле Стокса (2.24);
- 2) проверяют полученную скорость на число Рейнольдса;
- 3) если $Re > 1$, то формулу Стокса применять нельзя;
- 4) определяют число Архимеда по выражению (2.25);
- 5) по известному числу Архимеда определяют число Рейнольдса по формуле Годеса (2.26);
- 6) определяют скорость осаждения частицы через число Рейнольдса по выражению $g = \frac{Re \mu}{\rho_0 d}$.

Для оценки загрязнения прилегающих к карьере территорий с учетом дисперсности железорудной пыли важно иметь достаточно точные значения скорости осаждения пылевых частиц в воздухе. В табл. 2.5 представлены скорости осаждения частиц железной руды различных размеров.

Как видим, при осаждении частиц железорудной пыли в гравитационном поле до диаметров в 50 мкм процесс происходит в стоксовской области. Осаждение более крупных частиц находится в надстоксовской области.

Таблица 2.5 – Скорость осаждения железорудной пыли в гравитационном поле

Диаметр частиц, м	$g_{oc} = \frac{g\rho d^2}{18\mu}$	$Re = \frac{\rho_o g d}{\mu}$	$Ar = \frac{d^3 \rho_o^2 (\rho - \rho_o) g}{\mu^2}$	$Re = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}$	$g_{oc} = \frac{Re\mu}{\rho_o d}$
$1 \cdot 10^{-6}$	$0,012 \cdot 10^{-2}$	$0,0008 \cdot 10^{-2}$			
$3 \cdot 10^{-6}$	$0,108 \cdot 10^{-2}$	$0,021 \cdot 10^{-2}$			
$7 \cdot 10^{-6}$	$0,587 \cdot 10^{-2}$	$0,27 \cdot 10^{-2}$			
$13 \cdot 10^{-6}$	$2,02 \cdot 10^{-2}$	$1,73 \cdot 10^{-2}$			
$23 \cdot 10^{-6}$	$6,33 \cdot 10^{-2}$	$10,98 \cdot 10^{-2}$			
$38 \cdot 10^{-6}$	$17,28 \cdot 10^{-2}$	$43,28 \cdot 10^{-2}$			
$50 \cdot 10^{-6}$	$29,56 \cdot 10^{-2}$	$98,71 \cdot 10^{-2}$			
$73 \cdot 10^{-6}$	$63,79 \cdot 10^{-2}$	$306,9 \cdot 10^{-2}$	66,29	$289,2 \cdot 10^{-2}$	$58,8 \cdot 10^{-2}$

На рис. 2.8 представлена зависимость скорости осаждения частиц железорудной пыли от их диаметра в стоксовской и надстоксовской области.

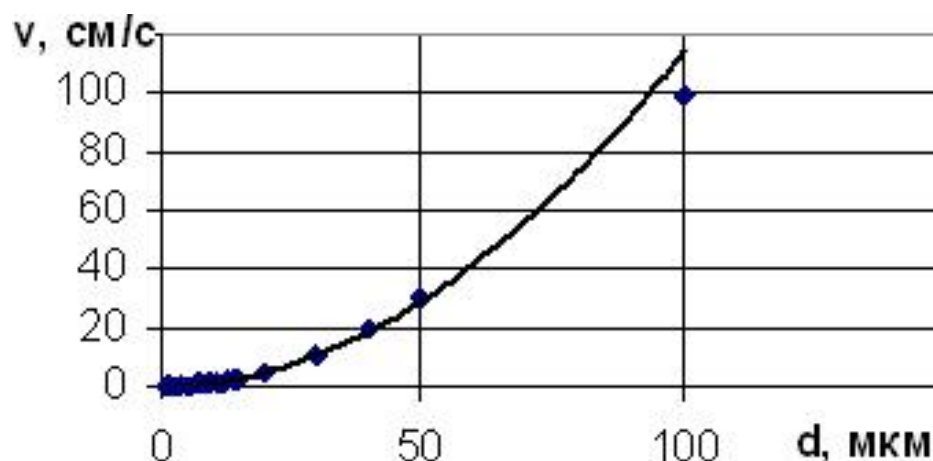


Рисунок 2.8 – Скорость осаждения железорудной пыли в зависимости от диаметра частиц

В заключение отметим, что в облаке железорудной пыли частицы размерами до 10 мкм составляют до 30 %. Они имеют скорость осаждения не более 2 см/с. Поэтому для эффективного мокрого пылеподавления такого облака капли орошаемой жидкости должны иметь значительно больший размер и, соответственно, значительно большую скорость осаждения. При этом обеспечивается «прошивание» облака каплями орошаемой жидкости. Для определения оптимального диаметра капель, при которых обеспечивается наиболее эффективное пылеподавление, необходимо проведение дополнительных исследований.

2.4. Оценка экологической опасности рассеивания пылевого облака при массовых взрывах в карьерах

Экологический риск загрязнения окружающей среды обычно оценивается по степени загрязнения продуктами выбросов атмосферы, почвы прилегающих к источникам выбросов территорий и водоемов. Для его оценки, в случае стационарных источников загрязнения, обычно используется отраслевая методика расчета концентрации в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий – ОНД-86. Отметим, что эта методика ориентирована на усредненные показатели источников и параметров окружающей среды и не предназначена для залповых выбросов, каким является выброс при взрыве. В ее расчетных моделях и соотношениях в явном виде не фигурируют скорость ветра, коэффициент диффузии или размер частиц пыли, который в указанной методике учитывается усредненным параметром, принимающим обусловленные значения в зависимости от вида загрязнения. Поэтому при оценке экологического риска от загрязнения атмосферы пылью при массовых взрывах в карьерах мы использовали модели рассеивания пыли, позволяющие учитывать высоту подъема пылегазового облака, структуру воздушного потока в карьере, скорость ветра при проведении взрывов и размеры выбрасываемых в атмосферу пылевых частиц.

Для численной оценки потенциального экологического риска обычно используют относительно простые зависимости, куда как параметры входят уровни загрязнения окружающей среды или величины нагрузки на нее.

Так, оценку экологического (социального) риска по степени воздействия неблагоприятного фактора на здоровье человека, согласно методическим указаниям МОЗ Украины [60], осуществляют путем сравнения фактических уровней экспозиции загрязнителя с безопасными (референтными) уровнями влияния и определением коэффициента опасности как отношения:

$$HQ = AD / RfD ,$$

где AD – средняя концентрация, мг/м³; RfD – референтная (безопасная) концентрация, мг/м³.

Полученная кратность отклонения содержания загрязнителя от референтной концентрации определяет фактическую степень экологической опасности, например, источника пыли, газа или другого загрязнителя для здоровья населения в выбранных точках территории воздействия выброса этого загрязнителя. При этом критерием неканцерогенного риска для здоровья населения выступает коэффициент опасности (HQ), который определяют по таблице критериев (табл. 2.6).

В случае загрязнения атмосферы пылью от массовых взрывов в карьерах на расстояниях до 2-3 км от эпицентра взрыва практически всегда коэффициент опасности (HQ) > 1 и вероятность развития вредных эффектов возрастает пропорционально увеличению HQ.

Дополнительно к оценке вышеприведенного экологического риска можно оценить риск загрязнения окружающей среды, в частности, от нагрузки на объект по формуле, приведенной Г.О. Бачинским и др. [61] в виде обратной функции:

$$R = \frac{1}{(1 - X)^\alpha},$$

где X – нормированная техногенная нагрузка ($0 \leq X \leq 1$); α – показатель восприимчивости объекта к данному виду нагрузки ($\alpha \geq 1$).

Таблица 2.6 – Критерии неканцерогенного риска

Характеристика риска	Коэффициент опасности (HQ)
Риск возникновения вредных эффектов рассматривают как пренебрежимо малый	< 1
Предельная величина, которая не требует срочных мероприятий, однако не может рассматриваться как довольно приемлемая	1
Вероятность развития вредных эффектов возрастает пропорционально увеличению HQ	> 1

В этой модели в качестве X может выступать значение концентрации пыли, отнесенное к максимально возможному ее значению на выбранном удалении от точки массового взрыва. Показатель α можно принять равным 1.

Возможно также использование модели количественной оценки экологического риска, которая приведена в работе [62]:

$$R = P \cdot Z,$$

где P – вероятность экологической опасности; Z – величина возможного ущерба от проявлений этой опасности.

Необходимые значения параметров такой модели можно оценить экспертным путем или по имеющимся аналогичным данным.

Поскольку (в силу отмеченных выше причин) применение стандартизованной методики ОНД-86 для расчета концентраций загрязнителя (пыли) после массовых взрывов в карьерах не представляется возможным, в настоящей работе поставлена задача оценки интенсивности выноса пыли ветровыми потоками, с учетом ее валового выброса, высоты облака и размеров частиц. В конечном итоге, интенсивности выноса пыли за пределы карьера определяет ее приземные концентрации и экологический риск HQ , а, значит, является критерием эффективности мероприятий по снижению экологической опасности взрывов в карьерах по пылевому фактору.

Исследования интенсивности выноса пыли проводились на примере карьеров Криворожского железорудного бассейна. Здесь открытым способом добычу руды ведут 9 карьерами [1], которые являются структурными подразделениями горно-обогатительных комбинатов (табл. 2.7).

Таблица 2.7 – Действующие карьеры Кривбасса и их геометрические размеры

№ п/п	Название карьера	Глубина карьера Н, м	Размер в плане L, м	$\frac{H}{L}$
1	ОАО СевГОК: Анновский карьер	500	4700	0,11
	Первомайский карьер	650	300	0,22
2	ОАО ЦГОК: Карьер №1	500	4290	0,12
	Карьер №2	300	2700	0,11
	Карьер №3	545	1700	0,32
3	ПАО «АрселорМиттал Кри- вой Рог»: Карьер №2-бис	415	2200	0,19
	Карьер №3	500	2550	0,20
4	Карьер ОАО ЮГОКа	615	3000	0,21
5	Карьер ОАО ИнГОКа	615	3600	0,17

Условно по величине отношения глубины карьера к его размерам в плане H/L различают три их типа:

$H/L \leq 0,1$ – мелкие;

$0,1 < H/L < 0,2$ – средней глубины;

$H/L \geq 0,2$ – глубокие.

Как видим, карьеры Кривбасса можно отнести к глубоким и средней глубины, для которых характерна рециркуляционная схема проветривания. Для этой схемы структура воздушных потоков в нижней части карьера имеет обратное (рециркуляционное) движение воздуха по отношению к направлению ветра. Рециркуляционная схема движения воздуха получает развитие при углах откоса подветренного борта карьера более 20° (рис. 2.9). При этом всегда часть карьера находится в зоне действия прямых потоков, совпадающих с направлением ветра на поверхности.

Деформация потока в пределах карьера происходит за счет его расширения и образования пограничного слоя между линиями OP и OP_2 с одинаковым направлением движения воздуха. Вдоль плоскости, проходящей по линии OPK , скорость потока равна скорости ветра за пределами карьера. Вдоль плоскости, проходящей через линию OS и которая имеет угол наклона $\alpha_2 = 15-20^\circ$, скорость движения потока воздуха равна нулю. Ниже этой плоскости наблюдается движение воздуха, обратное направлению ветра. В результате этого между попутным и обратным потоками возникает циркуляция воздуха. При этом средняя скорость в зоне обратных потоков обычно не превышает $0,3 U_0$.

В связи с этим распределением потоков воздуха в карьере вынос пылегазового облака после массового взрыва зависит от места ведения взрывных работ по отношению к направлению ветра.

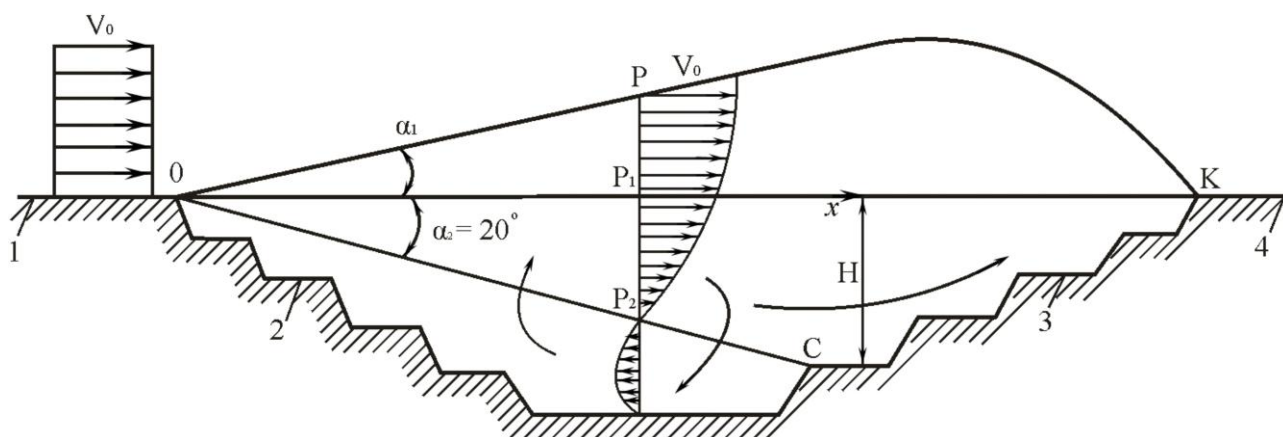


Рисунок 2.9 – Рециркуляционная структура воздушного потока в карьере: 1 – наветренная сторона карьера; 2 – подветренный борт; 3 – наветренный борт; 4 – подветренная сторона карьера.

Основополагающим фактором, влияющим на вынос и рассеивания пылевого облака после массовых взрывов, является направление и скорость ветра. Скорость ветра для условий карьера изменяется по глубине и достаточно точно определяется из выражения [63]:

$$U_z = \beta_1 U_0 \frac{\ln(H - z) - \ln z_0}{\ln H - \ln z_0}, \quad (2.27)$$

где U_z – скорость ветрового потока на глубине z от поверхности карьера, м/с; $\beta_1 = 0,6-0,67$ – коэффициент, учитывающий изменение скорости ветра U_0 на поверхности z_0 при движении в пределах карьера вдоль оси x ; H – глубина карьера, м.

Если взрывные работы ведутся в наветренном боку на глубине h на расстоянии x от начала подветренного борта карьера выше точки C , то в этом случае $\alpha_2 < 20^\circ$, а отношение $\frac{h}{x} < \text{tg}20^\circ < 0,364$. Пылевое облако при этом будет находиться в зоне прямого режима движения потока воздуха и все частицы будут выноситься ветровым потоком из зоны ведения взрывных работ и, в зависимости от их дисперсности, будут оседать на наветренном борту (крупные) или выноситься за пределы карьера (мелкие). При ведении взрывных работ в наветренном борту ниже точки C или в подветренном борту при отношении $\frac{h}{x} \geq 0,364$ часть пылевого облака (около 30%) попадет в зону рециркуляции и с карьера ветровыми потоками не выносится.

Поскольку территория Криворожского бассейна размещена в глубине равнинного пространства Евразии, то воздушные массы достигают его в значительной мере трансформированными. Средние климатические показатели этого региона следующие [64]:

- атмосферное давление по г. Кривой Рог летом – 753,7 мм. рт. ст.; зимой – 788,1 мм. рт. ст.

- температура воздуха: +8,5 °С.
- температура самого холодного месяца (январь): - 5,1 °С.
- температура самого теплого месяца (июль): + 22,0 °С.
- температура в 13 часов самого теплого месяца (июль): + 28,8 °С.
- длительность периода с положительной температурой: 170 – 180 дней.

По данным многолетних наблюдений в среднем за год преобладают ветры северного и северо-восточного направлений. Часто наблюдаются ветры восточного и северо-западного направлений. В холодное время года преобладают ветры северо-восточного и восточного направлений. Реже всех наблюдается южный ветер. В табл. 2.8 приведены средние значения скорости ветра по месяцам и за год.

Таблица 2.8 – Средняя месячная и годовая скорость ветра (м/с)

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	Год
5,6	5,9	5,8	5,3	5,0	4,4	4,1	4,1	4,2	4,6	5,2	5,6	5,0

Средняя годовая скорость ветра составляет 5,0 м/с. Наибольшие скорости ветра наблюдаются в зимние месяцы и весной, наименьшие – в летние месяцы и в начале осени. В течении суток наибольшие скорости ветра приходятся на дневные часы, наименьшие – на ночные. В солнечные дни в ночные часы скорость ветра снижается до нуля, поэтому для оценки суточного хода скорости ветра можно принять коэффициент неравномерности – 0,5.

С учетом того положения, что в настоящее время глубина карьеров Кривбасса в среднем превысила 300 м [1], можно сделать вывод о том, что за пределы карьера под действием ветра выносятся, как правило, тонкодисперсная пыль с диаметром частиц в 1-10 мкм. Для определения диаметра частиц грубодисперсной пыли, которые могут быть вынесены из карьерного пространства вертикальной составляющей воздушного потока (рис 2.10), необходимо провести дополнительные расчеты.

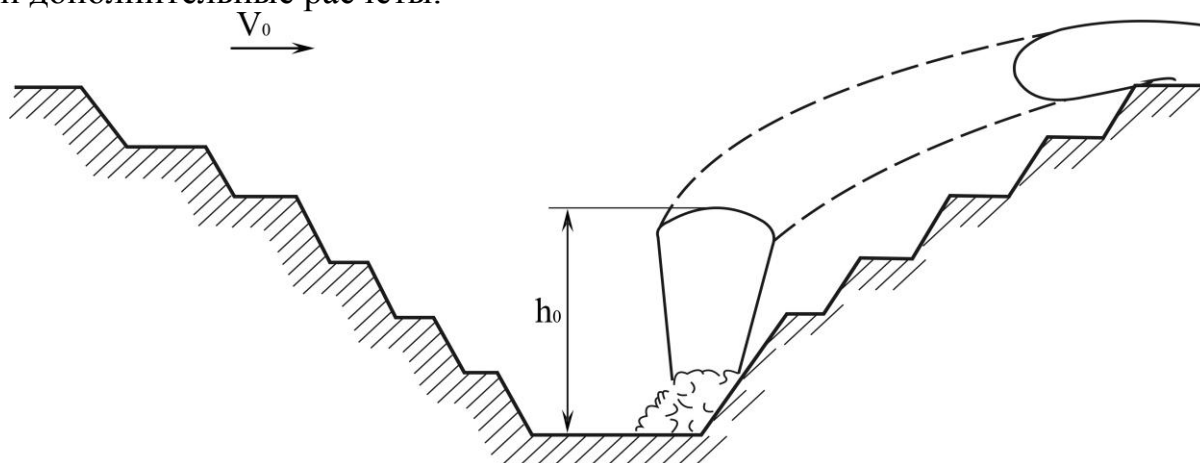


Рисунок 2.10 – Схема формирования пылевого облака при наличии ветра

Под действием бокового ветра пылевые частицы, вынесенные за границы карьера, рассеиваются в окружающей среде. Движение взвешенных частиц в турбулентном потоке воздуха (при средней скорости ветра для Кривбасса – 5 м/с) характеризуется разной интенсивностью в разных направлениях. При

теоретическом анализе движения пылевых частиц в турбулентном потоке воздуха обычно принимаются нижеследующие допущения [65].

1. Диаметр частиц d мал по сравнению с масштабом пульсаций воздуха. Этому условию удовлетворяют частицы любой дисперсности, а именно: высокодисперсные ($d < 0,5 \dots 1$ мкм); тонкодисперсные ($0,5 \dots 1 < d < 10 \dots 20$ мкм); и грубодисперсные ($10 \dots 20 < d < 100 \dots 200$ мкм).

2. Обтекание частиц пульсационными потоками имеют вязкий характер, то есть $Re < 1$.

3. Частицы сферичны по форме.

4. Гидродинамическое сопротивление движению частиц при $Re < 1$ описывается в первом приближении линейным законом Стокса:

$$F_c = 3\pi\mu d \vartheta.$$

5. Среднее расстояние между частицами, определяемое по формуле

$$s_m = 80d^3 \sqrt{\frac{\rho_c}{C_M}},$$

где ρ_c – плотность частицы, г/см³; C_M – их массовая концентрация, г/м³, велико по сравнению с их размерами, поэтому они не стесняют друг друга в ходе взаимных перемещений, не соударяются и не коагулируют друг с другом.

6. Электростатические и другие силы не гидродинамической природы в турбулентном аэродисперсном потоке отсутствуют.

С учетом этих допущений, дифференциальное уравнение движения отдельно взятой частицы в турбулентной среде имеет вид [65]:

$$\begin{aligned} \frac{\pi}{6} d^3 \frac{d\bar{u}}{dt} = 3\pi\mu d (\bar{u} - \bar{\vartheta}) - \frac{\pi}{6} d^3 (\rho_c - \rho_\Gamma) \frac{d\bar{u}}{dt} - \frac{1}{2} \cdot \frac{\pi}{6} d^3 \rho_\Gamma \left(\frac{d\bar{u}}{dt} - \frac{d\bar{\vartheta}}{dt} \right) + \frac{3}{2} d^2 \sqrt{\pi\rho_\Gamma\mu} \times \\ \times \int_{e_0}^e \frac{d\bar{u}}{dt'} \frac{d\bar{\vartheta}}{dt'} dt' + \frac{\pi}{6} d^3 \rho_c g, \end{aligned} \quad (2.28)$$

где $\bar{\vartheta}, \bar{u}$ – векторы скоростей частицы и газа; t, t' – рассматриваемый и предшествующий моменты времени.

В этом уравнении сила инерции частицы уравновешивается разными силами, включая силы сопротивления и инерции, которые обусловлены скоростью газа и его вытеснением, силу сопротивления при внезапном ускорении за промежуток времени $(t - t')$ и силу тяжести.

При $Re < 1$ интегральным членом в уравнении (2.28) можно пренебречь, так как сопротивление среды при внезапном ускорении мало отличается от стоксовского. Третий член в правой части этого уравнения также пренебрежимо мал, так как плотность газа на три порядка меньше плотности вещества пылевой частицы.

После упрощений и деления левой и правой части уравнения на массу частицы $m = 1/6\pi d^3 \rho_c$ уравнение (2.28) примет вид:

$$\frac{d\bar{g}}{dt} + \frac{18\mu\bar{g}}{\rho_c d^2} = \frac{18\mu\bar{u}}{\rho_c d^2} + g. \quad (2.29)$$

Уравнение (2.29) с учетом того, что $\frac{\rho d^2}{18\mu} = \tau$ (время релаксации частицы, с), примет вид:

$$\frac{d\bar{g}}{dt} + \frac{\bar{g}}{\tau} = \frac{\bar{u}}{\tau} + g \quad (2.30)$$

В прямоугольных координатах за ось x примем продольное направление, за ось z – вертикальное направление и за ось y – поперечное направление.

Уравнение (2.30) описывает движение пылевой частицы в продольном направлении под действием скоростного напора движущегося потока воздуха и в вертикальном направлении (вниз) под действием силы тяжести.

Рассмотрим первоначально оседание пылевой частицы под действием силы тяжести, внесенной в движущийся со скоростью u поток воздуха.

Процесс оседания пылевых частиц под действием силы тяжести в турбулентном потоке складывается из двух процессов:

а) непрерывного оседания частиц книзу внутри несущих их пульсационных молей;

б) беспорядочного по направлению, частоте и амплитуде движения частиц со спусками и подъемами вместе с несущими их пульсационными молями.

В этом случае решение уравнения (2.30) при начальных условиях $t=0$, $g=0$ имеет вид:

$$g = g_c (1 - e^{-t/\tau}),$$

где $g_c = \tau g$ – конечная скорость оседания пылевых частиц, м/с.

В работе [65] установлено, что при малых числах Рейнольдса ($Re < 1$), когда сила сопротивления среды движению частицы связана со скоростью обтекания линейной зависимостью $F_c = k g_c$, среднее значение этой силы за период пульсаций получается равным силе сопротивления неподвижной среды. Отсюда следует, что скорость оседания стоксовских частиц в пульсирующем потоке остается равной скорости свободного оседания пылевых частиц в неподвижном потоке.

Вторичным интегрированием определим пройденный частицей путь:

$$z = g_c t - g_c \tau (1 - e^{-t/\tau}). \quad (2.31)$$

Выражение (2.31) позволяет рассчитать путь, пройденный частицей за время t под действием силы тяжести. Если положение частицы относительно уровня поверхности осаждения известно, то из выражения (2.31) можно опре-

делить время осаждения частицы. Так с верхней или нижней границы вторичного пылевого облака, имеющей высоту относительно дна карьера h_B , время осаждения частиц можно определить из выражения:

$$h_E = g_c t - g_c \tau (1 - e^{-t/\tau}). \quad (2.32)$$

Значение $e^{-t/\tau} \ll 1$ при любых значениях t и им можно пренебречь. В этом случае

$$t = \frac{h_E + g_c \tau}{g_c}. \quad (2.33)$$

В горизонтальном направлении пылевая частица движется под действием силы скоростного давления ветра F_c . В этом случае в выражении (2.30) следует заменить g на F/m и оно примет вид:

$$\frac{d\bar{g}}{dt} + \frac{\bar{g}}{\tau} = \frac{\bar{u}}{\tau} + \frac{\bar{F}}{m}$$

или:

$$\tau \frac{d\bar{g}}{dt} + \bar{g} = \bar{u} + \frac{\tau}{m} \bar{F}_c. \quad (2.34)$$

Выражение (2.34) представляет собой уравнение движения пылевой частицы в горизонтальном направлении под действием ветра, записанном в векторной форме. Правую часть этого выражения можно заменить одним вектором \bar{u}_0 . Скалярная форма уравнения движения частицы по оси x будет иметь вид:

$$\tau \frac{d\mathcal{G}_x}{dt} + \mathcal{G}_x = u_0. \quad (2.35)$$

После интегрирования этого выражения при известной скорости частицы \mathcal{G}_{x0} в момент времени $t=0$ получим выражение для определения скорости частицы в горизонтальном направлении:

$$\mathcal{G}_x = u_0 + (\mathcal{G}_{x0} - u_0)e^{-t/\tau}. \quad (2.36)$$

Вторичное интегрирование выражения (2.36) дает определения пути, пройденного пылевой частицей под действием ветра в горизонтальном направлении:

$$x = u_0 t + \tau (\mathcal{G}_{x0} - u_0) (1 - e^{-t/\tau}).$$

Так как экспоненциальная функция в этом выражении с ростом t быстро убывает и уже при $t = 7\tau$ близка к нулю, то путь частицы можно определить из выражения:

$$x = u_0 t + \tau (\mathcal{G}_{x0} - u_0).$$

Поскольку начальная скорость частицы в горизонтальном направлении $\vartheta_{x0} = 0$, то это выражение упростится:

$$x = u_0(t - \tau).$$

После подстановки значений u_0 и τ выражение для расчета пути пылевой частицей, пройденной под действием ветра за время t , примет вид:

$$x = \left(u + \frac{\tau}{m} F_c \right) (t - \tau) = ut + \frac{\rho d^2}{18\mu} u \left(\frac{3}{4} \frac{ut}{d} - \frac{\rho u d}{24\mu} - 1 \right), \quad (2.37)$$

где x – пройденный пылевой частицей путь под действием ветра, м; u – скорость ветра, м; ρ – плотность частицы, кг/м³; d – диаметр частицы, м; $\mu = 18,2 \cdot 10^{-6}$ Па·с – динамическая вязкость воздуха.

При турбулентном режиме каждая составляющая скорости пульсаций характеризуется отношением ее среднеквадратичного значения к средней скорости ветра:

$$I_x = \frac{\sqrt{\bar{u}'^2}}{\bar{u}}; I_y = \frac{\sqrt{\bar{g}'^2}}{\bar{u}}; I_z = \frac{\sqrt{\bar{w}'^2}}{\bar{u}}; \quad (2.38)$$

$$I = \left[\frac{1}{3} (\bar{u}'^2 + \bar{g}'^2 + \bar{w}'^2) \right] / \bar{u},$$

где в $\bar{u}'^2, \bar{g}'^2, \bar{w}'^2$ представлены все частотные составляющие скорости пульсаций.

Исследованиями воздушных потоков, результаты которых приведены в работе [65], установлено, что в тихой атмосфере $I \approx 0,2\%$, а в подвижной атмосфере – 3-5%. Из этого можно сделать вывод о том, что поток запыленного воздуха при своем движении под действием ветра расширяется в поперечном направлении со скоростью до 5% от скорости ветра. Кроме этого, в этой работе установлено, что пульсационная скорость вдоль распространения пылевого облака практически не влияет на распределение концентраций пыли и форму облака. Далее будут рассмотрены вопросы распространения пылевого облака в условиях изотропной турбулентности. Строение атмосферы, близкое к изотропной турбулентности, может иметь место при температурном градиенте, близком к изотермическому.

Таким образом, расчет геометрических параметров зоны рассеивания пылевого облака при массовом взрыве под действием ветра при известной высоте его подъема, дисперсном и минералогическом составе без учета температурной стратификации атмосферы, электромагнитных полей и других факторов может быть проведен в следующей последовательности:

- по выражению (2.33) рассчитывают время осаждения пылевых частиц под действием силы тяжести с верхней и нижней его границы;
- по выражению (2.38) рассчитывают путь, пройденный пылевыми частицами с этих границ облака под действием ветра;

- по этим данным и известным расстоянием места взрыва до границ карьера устанавливаются, какая часть монодисперсного облака выносится за пределы карьера;

- по известным геометрическим параметрам пылевого облака, которое выносится ветром за пределы карьера, устанавливается площадь основной зоны осаждения пыли;

- устанавливается зона расширения площади рассеивания пыли под действием турбулентных пульсаций в поперечном направлении к движению облака, которые составляют до 5% от скорости ветра.

По этим данным можно определить площадь рассеивания пылевого облака под действием ветра. Массу пыли, которая рассеялась на прилегающей территории, можно вычислить по установленному в работе [14] значению удельного выброса пыли при подрывании «Украиниста-ПП-1», которое колеблется в диапазоне 0,106-0,218 кг/кг ВВ.

Кроме этого, необходимо рассчитать массу пыли, которая выносится ветром за пределы карьера. Частное от деления массы осевшей пыли на площадь рассеивания являются плотностью выбросов пыли в атмосферу при массовых взрывах в т/км^2 .

Проведем эти расчеты для массового взрыва мощностью 500 т в рудном карьере глубиной 300 м при скорости ветра 5 м/с для наихудших условий по загрязнению, которые соответствуют проведению взрывных работ в прямоочной части карьера.

Анализ процесса осаждения частиц в карьерном пространстве при естественном проветривании весьма сложен. Во-первых, частицы оседают под действием силы тяжести $F_m = mg$ и силы сопротивления движению $F_c = 3\pi\mu d_c v$. Во-вторых, они сносит в сторону наветренного борта карьера горизонтальной составляющей вектора скорости воздушного потока, направленного вдоль борта карьера, которая меняется с глубиной карьера. В-третьих, на частицу действует сила лобового давления воздушного потока, которая пропорциональна квадрату вертикальной составляющей скорости воздушного потока на рассматриваемой глубине карьера и миделевому сечению пылевой частицы и равна

$$F_{\text{л}} = \frac{\rho_v U_{\text{ВЛ}}^2}{2} \frac{\pi d^2}{4}.$$

Здесь вертикальная составляющая скорости воздушного потока по наветренному борту карьера равна произведению скорости ветра у поверхности на синус угла наклона борта карьера.

Если суммарная сила тяжести и сопротивления движению больше силы лобового давления, то частица будет оседать. В противном случае частица всплывет и будет унесена воздушным потоком за пределы карьера (рис. 2.11).

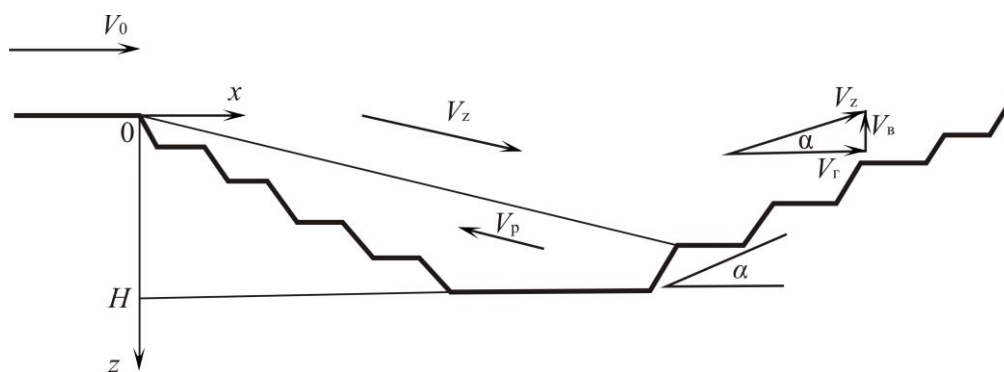


Рисунок 2.11 – Движение пылевой частицы вдоль наветренного борта карьера

Кроме этого, скорость воздушного потока по глубине карьера снижается и при оседании частиц на наветренный борт карьера высота оседания также уменьшается.

Проведем оценку вероятности выноса пылевых частиц воздушным потоком за пределы карьера. Для этого рассчитаем по выражению (2.27) скорость воздушного потока на верхней и нижней границе пылевого слоя облака, полагая его монодисперсным, при средней скорости ветра – 5 м/с. Результаты расчетов сведены в табл. 2.9.

Таблица 2.9 – Скорость воздушного потока на границах монодисперсных облаков

Диаметр пылевых частиц в слое облака, мкм	Скорость на верхней границе, м/с	Скорость на нижней границе, м/с	Средняя скорость, м/с
1	3,10	2,80 (0,560 U_0)	2,95
3	2,90	2,56 (0,512 U_0)	2,73
7	2,56	1,53 (0,306 U_0)	2,05
13	2,49	1,31 (0,262 U_0)	1,90
23	2,46	0,73 (0,146 U)	1,60
38	2,43	0,28 (0,060 U_0)	1,35
73	2,42	0,02 (0,004 U_0)	1,22

При равенстве сил, способствующих всплытию и осаждению, частица остановится в своем движении в вертикальной плоскости и под действием горизонтальной составляющей скорости воздушного потока будет снесена на наветренный борт карьера. Это произойдет при следующем условии:

$$F_T - F_c = F_d.$$

Выразим значения сил через их параметры:

$$mg - 3\pi\mu d_q U_0 \sin \alpha = \frac{\rho_g U_{BI}^2}{2} \frac{\pi d_q^2}{4},$$

или

$$\rho_q \frac{\pi g d_q^3}{6} - 3\pi\mu d_q U_{BI}^2 = \frac{\rho_g \pi U_{BI}^2 d_q^2}{8}.$$

После сокращений и перегруппировки составляющих получим:

$$\frac{\rho_q g d_q^2}{6} - \frac{\rho_g U_{BI}^2 d_q}{8} - 3\mu U_{BI}^{\otimes} = 0, \quad (2.39)$$

где d_q – диаметр частицы, м; ρ_q – плотность пылевой частицы, кг/м³; ρ_g – плотность воздуха, кг/м³; μ – динамический коэффициент вязкости воздуха, Па·с; $U_{Bi} = U_{Gi} \sin \alpha$ – вертикальная составляющая скорости воздушного потока на i -том уровне по глубине карьера, м/с; U_{Gi} – горизонтальная составляющая воздушного потока на i – той глубине карьера, м; α – угол наклона наветренного борта карьера, град.

Из выражения (2.39) можно найти диаметр пылевых частиц, больше которого они оседают в карьере и на его поверхность не выносятся. Для этого решим это выражение относительно диаметра частицы:

$$d = \frac{3 \rho_g U_{Gi}^2 \sin^2 \alpha}{8 \rho_q g} + \left[\left(\frac{3 \rho_g U_{Gi}^2 \sin^2 \alpha}{8 \rho_q g} \right)^2 + \frac{18 \mu U_{Gi} \sin \alpha}{\rho_q g} \right]^{\frac{1}{2}}. \quad (2.40)$$

Можно сделать вывод о том, что диаметр частиц выносимой воздушным потоком пыли находится в прямой зависимости от скорости воздушного потока в карьере на уровне ее нахождения по глубине и угла наклона наветренного борта карьера и в обратной зависимости от плотности пылевых частиц. С помощью полученной зависимости можно провести анализ по определению максимального диаметра пылевых частиц, которые при известной скорости ветра будут вынесены воздушным потоком за пределы карьерного пространства. Либо можно решать обратную задачу по определению скорости ветра, при которой конкретная пылевая частица будет вынесена за пределы карьера с известными его геометрическими параметрами.

Определим максимальный размер пылевых частиц, которые будут вынесены с каждого принятого монодисперсного слоя облака за пределы карьера под действием средней скорости воздушного потока. Решать эту задачу для железорудной и глинистой пыли при углах наклона наветренного борта карьера – 15°; 30°; 45°.

Скорость ветра на поверхности карьера примем средней по бассейну и равной 5 м/с. По результатам расчетов можно будет сделать вывод, какая же пыль после массового взрыва будет вынесена из карьера воздушными потоками. Результаты расчетов представлены на рис. 2.12.

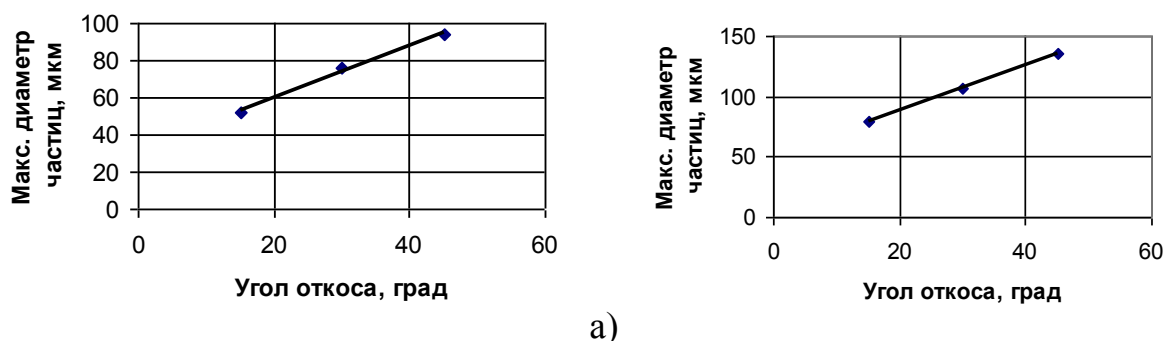


Рисунок 2.12 – Значения максимального диаметра пылевых частиц, которые могут быть вынесены за пределы карьера воздушными потоками с высоты центра монодисперсных облаков при различных углах наклона наветренного борта:

а) железорудная пыль – $d_{\max} = 1,3767\alpha + 32,7; R^2$; б) пыль глины – $d_{\max} = 1,8833\alpha + 50,8; R^2$.

По полученным уравнениям регрессии можно сделать вывод о том, что железорудная пыль с диаметром частиц 100 мкм и более при скорости ветра 5 м/с не выносится из карьера воздушными потоками при любых углах наклона наветренного борта. Пыль глины с таким диаметром частиц не выносится из карьера только при угле наветренного борта 15° и менее. Максимальный размер частиц выносимой железорудной пыли составил: 52,5 мкм при угле наклона наветренного борта 15° ; соответственно – 75,7 мкм при угле наклона борта 30° и 93,8 мкм при угле наклона борта 45° .

Ветровой поток, достигая карьера в точке 0, начинает увлекаться вглубь карьера, вследствие чего происходит его торможение и уменьшение скорости. В результате, над карьером образуется «шапка» из частично заторможенных слоев воздуха. Ветровой поток на поверхности, движущийся со скоростью U_0 , у верхней бровки подветренного борта карьера (точка 0) изменяет свое направление, начиная расширяться в сторону карьера и омывать подветренный борт. Встретив наветренный борт карьера, поток воздуха поворачивает вверх, двигаясь вдоль этого борта и сжимаясь.

Первичное пылевое облако, которое образовалось в результате выброса из скважин продуктов детонации ВВ и пыли, в дальнейшем при наличии ветра выносится ветровыми потоками из карьера.

Для решения задачи по определению параметров рассеивания пылевого выброса на прилегающих территориях после массовых взрывах необходимо установить высоту h_z зоны смешивания воздушного потока, исходящего из карьера, с ветровым потоком (U_0), скорость исходящего потока (ϑ) и угол между векторами их скоростей (α) (рис. 2.13).

Как было показано ранее, скорость движения воздуха в карьере с увеличением глубины снижается. При приближении к наветренному борту турбулентные струи омывают его и здесь происходит их слияние. Скорость турбулентных струй с подъемом вверх увеличивается, т.е. $\vartheta_1 < \vartheta_2 < \vartheta_3 < \dots < \vartheta_n$ [47].

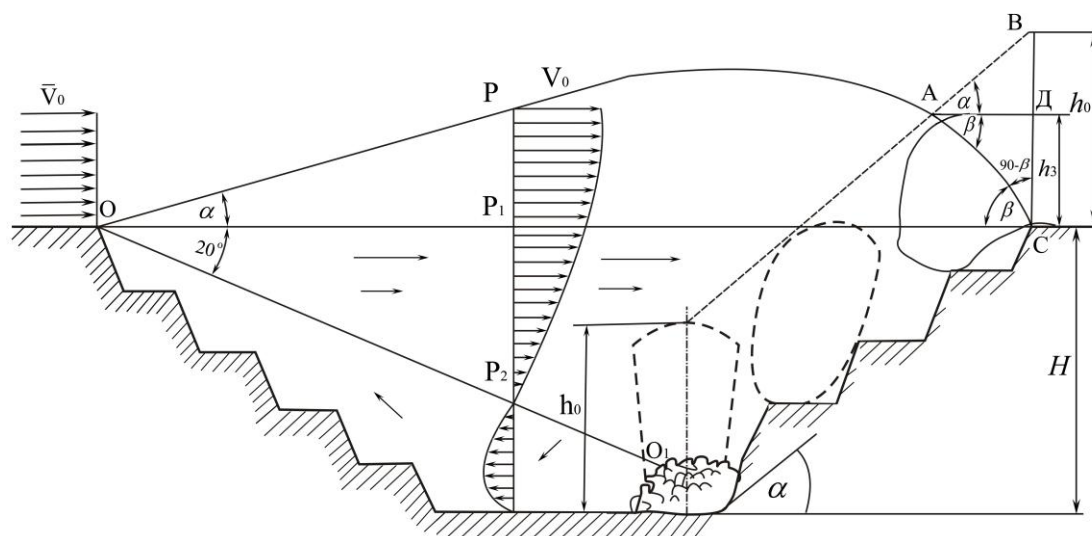


Рисунок 2.13 – Схема движения воздушного потока и пылевого облака в карьере

Восходящие воздушные потоки вдоль наветренного борта карьера выносят пылевое облако из карьера. При этом вертикальная составляющая $\mathcal{G}_b = \mathcal{G}_i \cos(90 - \alpha)$ поднимает пылевое облако вверх, а горизонтальная $\mathcal{G}_r = \mathcal{G}_i \cos \alpha$ - перемещает его в направлении ветра (рис. 2.13). Здесь \mathcal{G}_i - скорость воздушного потока на i -ой глубине карьера. В связи с тем, что \mathcal{G}_i с увеличением глубины снижается, верхние и нижние границы монодисперсных пылевых облаков поднимаются на разную высоту и переносятся в горизонтальном направлении на разные расстояния.

При рециркуляционной схеме проветривания, которая возникает при скорости ветра более 0,8-1 м/с и углах откоса подветренного борта $\alpha_1 > 15^\circ$, вследствие резкого изменения направления твердой границы ветрового потока в точке O и значительных сил инерции последнего в этой точке происходит отрыв потока от твердой границы. В результате этого воздух в пространстве карьера движется в виде свободной струи с границами φ_1 и φ_2 . Выше границы φ_1 скорость воздуха равна скорости ветра на поверхности U_0 . Свободная струя при достижении наветренного борта делится на две части. Первая часть, двигаясь вдоль уступов вверх, выходит на поверхность. Вторая – поворачивает вниз и, двигаясь в направлении, противоположном первоначальному, образует также свободную струю, называемой струей второго рода.

Следовательно, при рециркуляционной схеме проветривания в карьере имеются две зоны с различным характером движения воздуха в них:

- активная зона, направление движения воздуха в которой совпадает с направлением ветра. Граница ее проходит под углом $\alpha_2 \approx 15^\circ$ (линия OO_1).
- вихревая зона с противоположным направлением движения воздуха (между подветренным бортом и линией OO_1 – струя второго рода).

Поля скоростей в струе первого рода подобны на участке от O до сечения PP_2 , а в струе второго рода – в пределах дна карьера.

Расчет рассеивания пылевого облака производим в последовательности, представленной ниже.

Определяем высоту выброса пылегазового облака при выходе из карьера под действием ветровых потоков вдоль наветренного борта.

Поскольку первичное облако представляет собой смесь пылевых частиц ранних фракций, то под действием скоростного напора, который снижается с увеличением глубины, оно с разной скоростью по высоте будет перемещаться вдоль борта карьера без сепарации частиц [53].

Верхняя граница первичного пылевого облака находится в зоне более высокой скорости воздушного потока, по сравнению с нижележащими слоями, и перемещается параллельно наветренному борту карьера. Поэтому быстрее остальной части облака достигнет границы свободной струи φ_1 . На этой границе пылевые частицы попадают в зону ветрового потока на высоте h_3 от земной поверхности (рис. 2.13), который их сносит в горизонтальном направлении. Нижележащие слои полидисперсного пылевого облака также под действием восходящего потока воздуха перемещаются вдоль наветренного борта карьера. Причем, в соответствии с распределением скоростей воздушного потока в поперечном сечении свободной струи первого рода, нижние слои пылевого облака движутся с меньшей скоростью. Поэтому они достигнут границы φ_1 на разной высоте h_3 . Нижний слой облака достигнет этой границы в точке С, расположенной на кромке борта карьера.

Таким образом, первичное пылевое облако, сохраняя полидисперсное состояние, под действием восходящих воздушных потоков вытягивается вдоль наветренного борта карьера и при достижении границы свободной струи φ_1 выносится за пределы карьера. При этом, верхняя граница пылевого облака поднимается над уровнем земной поверхности на высоту h_3 . Далее частицы движутся по криволинейной траектории под действием двух сил – силы тяжести вниз и силы ветрового давления в горизонтальном направлении. Крупные пылевые частицы имеют большую скорость осаждения и быстро достигают земной поверхности.

Мелкодисперсные частицы из-за малых скоростей осаждения уносятся ветром на большие расстояния. Конечной целью исследований является определение границ рассеивания пылевого облака при массовом взрыве в карьере.

Для решения этой задачи необходимо определить высоту верхней границы пылевого облака относительно уровня земной поверхности h_3 при его выходе из карьера (рис. 2.13). Если на рисунке продлить направление движения верхней границы облака с т. А до т. В, то отрезок ВС будет равен высоте первичного облака относительно дна карьера h_0 . Из двух прямоугольных треугольников $\triangle АДС$ и $\triangle АВД$ находим высоту верхней границы облака при его выходе из карьера:

$$h_3 = \frac{h_0}{1 + \operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} (90 - \beta)}, \quad (2.41)$$

где α – угол откоса наветренного борта карьера, град.; β – угол между границей свободной струи и плоскостью земной поверхности, град.

После выноса пылевых частиц из карьера они под действием силы тяжести оседают из полидисперсного облака на земную поверхность. В общем случае концентрация тяжелых примесей в атмосфере достаточно быстро изменяется в пространстве и во времени. Изучение этих изменений в приземном слое атмосферы на высоте до 100 м представляет собой непростую задачу, поскольку они обусловлены многими факторами (источниками поступления примесей в атмосферу, воздушными течениями, температурной стратификацией атмосферы, облачностью, состоянием погоды, свойствами дневной поверхности и др.).

Согласно результатам прогноза загрязнения воздуха при нормальных (наиболее часто встречающихся) метеорологических условиях, которые приведены в работе [66], основными факторами рассеивания пыли являются: направление и скорость ветра, плотность и размеры пылевых частиц, состояние температурной устойчивости приземного слоя атмосферы. В дальнейших расчетах для их упрощения примем условия безразличной (или равновесной) стратификации, когда вертикальный поток тепла равен нулю, а изменение температуры воздуха с высотой происходит по адиабатическому закону. Учитывая небольшую вертикальную протяженность приземного слоя, можно говорить о равновесной стратификации и в тех случаях, когда температура мало меняется с высотой, в частности при изотермии.

С учетом этих допущений, время осаждения частиц i -ой фракции с верхней границы определится как:

$$t_{oci} = \frac{h_3}{g_{oci}}, \quad (2.42)$$

где t_{oci} – время осаждения пылевой частицы i -ой фракции с верхней границы выходящего из карьера облака, с; g_{oci} – скорость осаждения пылевой частицы i -ой фракции под действием силы тяжести, м/с.

Расстояние рассеивания пылевой частицы i -ой фракции под действием бокового ветра определится как:

$$L_i = \kappa U_0 t_{oci}, \quad (2.43)$$

где L_i – максимальное рассеивание пылевых частиц i -ой фракции под действием ветра, м; U_0 – скорость ветра, м/с, $\kappa=0,25-0,5$ коэффициент неравномерности скорости ветрового потока в течение суток [16].

Для примера проведем расчет рассеивания пылевых частиц при массовом взрыве железорудной залежи мощностью 500 т. Расчеты проводим с использованием выражений (2.41), (2.42), (2.43), таблиц 2.8, раздела 2.3.

Исходные данные для расчета приведены ниже.

Глубина карьера – 300 м.

Угол откоса наветренного борта – 30° .

Высота первичного пылевого облака относительно дна карьера – 120 м.

Скорость ветра – 5 м/с.

Коэффициент неравномерности скорости ветрового потока в течении суток – 0,25.

Угол границы φ_1 с плоскостью земной поверхности – 40° [45].

Плотность железорудной пыли – 4000 кг/м^3 .

Максимальный диаметр частиц железорудной пыли, выносимой из карьера при этих условиях – 75,7 мкм.

Удельный расход ВВ – 0,811 кг/м³.

Глубина взрывааемых скважин – 18 м.

Ширина взрывааемого блока – 18 м.

Из выражения (2.47) находим высоту пылевого облака относительно земной поверхности при выходе его из карьера:

$$h_3 = \frac{120}{1 + \operatorname{tg}30 \cdot \operatorname{tg}(90 - 40)} = \frac{120}{1 + 0,577 \cdot 1,19} = 71 \text{ м.}$$

Результаты дальнейших расчетов сводим в табл. 2.9.

Таблица 2.10 – Результаты расчетов рассеивания облака железорудной пыли после массового взрыва

Показатели	Диаметр пылевых частиц, мкм						
	1	3	7	13	23	38	73
$g_{oc}, \text{м/с}$	$0,012 \cdot 10^{-2}$	$0,108 \cdot 10^{-2}$	$0,587 \cdot 10^{-2}$	$2,02 \cdot 10^{-2}$	$6,33 \cdot 10^{-2}$	$17,28 \cdot 10^{-2}$	$63,79 \cdot 10^{-2}$
$t_{oc}, \text{с}$	591666,7	65740,7	12095,4	3514,9	1121,6	410,9	111,3
$L_p, \text{км}$	739,6	82,5	15,1	4,4	1,4	0,5	0,14

Расчеты рассеивания частиц железорудной пыли показали, что тонкодисперсная фракция (до 10 мкм) уносится ветром на большие расстояния от нескольких десятков километров до нескольких сотен километров. Грубодисперсная фракция (от 10 до 100 мкм) уносится на расстоянии от нескольких сотен метров до нескольких километров. При этом на прилегающей к карьере территории на удалении от 0 до 140 м осядут преимущественно грубодисперсные фракции пыли и тонкодисперсная пыль с нижней части облака. На границе 140 м из облака осядет вся пыль с максимальным диаметром 73 мкм, которая витала даже на верхней границе облака. На удалении 1,4 км от карьера проходит граница зоны, где полностью осядет пыль с диаметром частиц в 23 мкм. В этой же зоне осядет и пыль более мелких фракций с промежуточных высот пылевого облака. На расстоянии 4,4 км проходит граница осадения фракции 13 мкм и так далее.

Для определения плотности выбросов железорудной пыли в т/км² необходимо определить площадь ее рассеивания. Для этого оценим ширину площади осадения пыли при ее рассеивании. Максимальная ширина этой площади наблюдается в том случае, когда направление ветра является фронтальным к взрываемому блоку. В этом случае ширина пылевого облака на выходе из карьера равна длине взрывааемого блока.

Длину взрывааемого блока определим из выражения:

$$B_0 = \frac{A}{qhb},$$

где B_0 – длина взрываемого блока, м; A – мощность массового взрыва, кг; q – удельный расход ВВ, кг/м³; h – глубина взрываемых скважин, м; b – ширина взрываемого блока, м. (В нашем примере длина взрываемого бока равна 1900 м).

При дальнейшем перемещении, вследствие турбулентной диффузии, облако расширяется в поперечном направлении к ветру. Интенсивность поперечных пульсаций в подвижной атмосфере составляет 3-5% [65]. Поэтому, расширение зоны осаждения пыли при ее рассеивании составит $(0,03 - 0,05)L$, где L – расстояние до выхода облака из карьера, м. Несложно рассчитать ширину и площадь зоны осаждения пыли B_p на границах полного осаждения фракций. Результаты расчетов сведены в табл. 2.11.

Таблица 2.11 – Геометрические параметры зоны рассеивания пыли

Параметры	Диаметр пылевых частиц, мкм						
	1	3	7	13	23	38	73
L_p , км	739,6	82,2	15,1	4,4	1,4	0,5	0,14
B_p , км	75,90	10,10	3,40	2,30	2,04	1,95	1,91
S_p , км ²	28770,4	489,1	40,0	9,2	2,8	0,96	0,27

По этим данным можно рассчитать площадь рассеивания пылевого облака под действием бокового ветра:

$$S = \left(\frac{B_0 + B_p}{2} \right) L_p = \left(B_0 + 0,05 U_0 \frac{h_3}{g_{oc}} \right) k \frac{U_0 h_3}{g_{oc}}, \quad (2.44)$$

где B_0 – ширина пылевого облака при в момент его выноса из карьера, м, которая равна длине взрываемого блока при фронтальном направлении ветра; h_3 – высота пылевого облака относительно земной поверхности в момент его выноса из карьера, м; U_0 – скорость ветра, м/с; g_{oc} – скорость осаждения пылевых частиц, м/с; $B_p = B_0 + 2 \cdot 0,05 k \cdot U_0 t$ ширина площади рассеивания пылевого облака на расстоянии L_p от карьера, м; L_p – расстояние рассеивания пылевого облака, м, k – коэффициент неравномерности скорости ветра в течение суток.

На рис. 2.14 представлена схема рассеивания пылевого облака, образовавшегося после массового взрыва в карьере.

Расчеты площади рассеивания пылевого облака после массового взрыва для условий нашего примера при неизменной скорости ветра показали, что все фракции пыли рассеиваются на площади 28770,4 км². Так как тонкодисперсная пыль по массовому содержанию составляет около 10% от общей массы пыли в облаке и рассеивается на значительных территориях и больших расстояниях от места проведения массового взрыва, предлагаем оценку валовых выбросов пыли оценивать дополнительно и только для грубодисперсной пыли с диаметром частиц более 13 мкм. В нашем примере площадь рассеивания грубодисперсной пыли составляет 9,2 км².

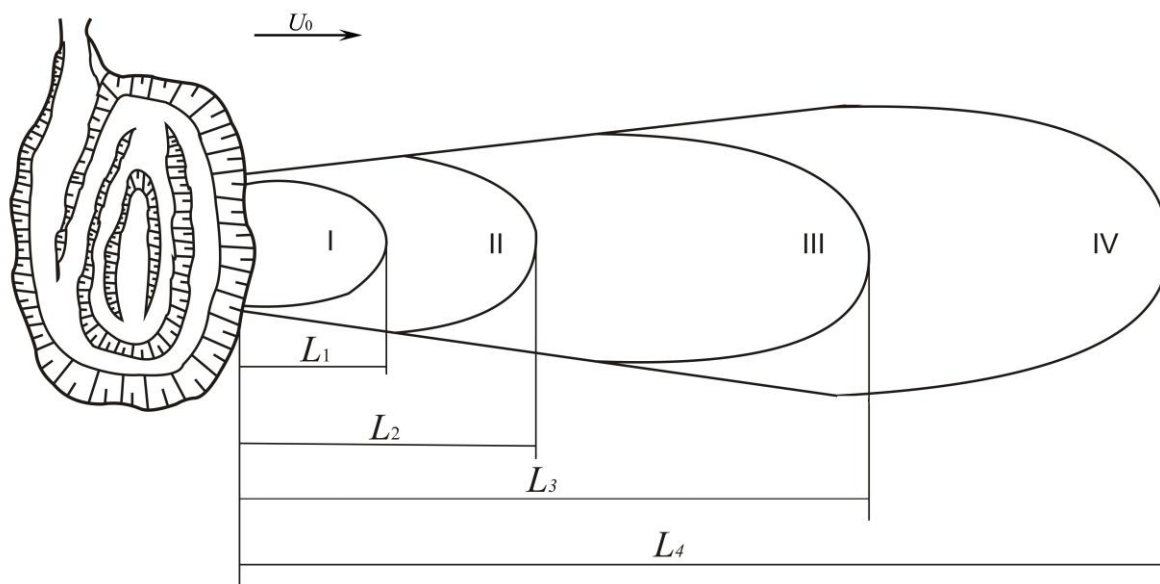


Рисунок 2.14 – Схема рассеивания пылевого облака после массового взрыва в карьере: L_1 – граница осаждения наиболее крупных частиц пыли, которые выпадают с верхнего слоя облака. В этой области рассеивания оседают все остальные фракции пыли, но с более низких слоев облака. В нашем примере – это граница осаждения частиц размером 73 мкм; L_2 – граница осаждения более крупной фракции, принятой за базовую. В нашем примере – это частицы с диаметром 38 мкм. На участке области рассеивания от границы L_1 до L_2 оседают все фракции пыли, кроме частиц с диаметром 73 мкм, которые осажены в первой области; L_3 – граница осаждения фракции пыли с диаметром частиц 23 мкм (для нашего примера); L_4 – граница осаждения пыли с диаметром частиц 13 мкм (для нашего примера).

Для количественной оценки валовых выбросов пыли на единицу площади рассеивания необходимо установить общую массу пыли в облаке при массовом взрыве. Общую массу пыли может быть определена по установленному значению удельных выбросов пыли при применении украинита, максимальное значение которого равно 0,218 кг/кг ВВ [14]. Для нашего примера:

$$Q = A \cdot q_y = 500000 \cdot 0,218 = 109000 \text{ кг.}$$

По этим данным можно определить валовой выброс пыли на 1 км^2 для всех фракций путем деления общей массы пыли или отдельных ее фракций на соответствующую площадь ее рассеивания. При этом необходимо при расчетах учитывать полученное нами ранее количественное массовое соотношение частиц разных фракций в пылевом облаке (табл.2.1).

Ранее установлено, что в облаке доля витающих частиц в диапазонах со средними диаметрами составляют: 1 мкм – 10,67%; 3 мкм – 11,24%; 7 мкм – 12,46%; 13 мкм – 14,15%; 23 мкм – 15,88%; 38 мкм – 17,37%; 73 мкм – 18,24%. Таким образом, доля мелкодисперсной пыли в общем выбросе составляет около 34,37% (37463,3кг), а доля грубодисперсной пыли – 65,63% (71536,7кг).

Общий валовой выброс пыли при этом составляет:

$$q_{во} = \frac{Q}{S_p} = \frac{109000}{28770,4} = 3,789 \text{ кг/км}^2.$$

В том числе валовой выброс тонкодисперсной пыли составил:

$$q_{вт} = \frac{Q_{т}}{S_{пт}} = \frac{37463,3}{28770,4} = 1,302 \text{ кг/км}^2,$$

а валовой выброс грубодисперсной пыли составил:

$$q_{вз} = \frac{Q_{г}}{S_{пг}} = \frac{71536,7}{9,2} = 7775,7 \text{ кг/км}^2.$$

На территории Криворожского железорудного бассейна ежегодно производится около 225 массовых взрывов, которые разнесены как во времени и ведутся при различной скорости и направления ветра. В этих условиях площадь, на которых осаждается пыль после массовых взрывов, ее валовой выброс возрастает в сотни раз. Вполне очевидно, что коэффициент экологической опасности или экологический риск (Н_Q) от воздействия выбрасываемой пыли на здоровье человека будет >1 и вероятность развития вредных эффектов, как уже отмечалось, возрастает пропорционально увеличению *HQ*.

2.5. Выводы

В результате теоретических исследований параметров пылегазового облака при массовых взрывах в железорудных карьерах, определяющих его экологическую опасность, сделаны выводы, приведенные ниже.

1. Проведенные теоретические исследования параметров и закономерностей формирования пылегазового облака в процессе его формирования под действием теплового фактора взрыва позволили установить, что увеличение объема облака во времени происходит по линейному закону и прекращается, когда температура пылегазовой смеси сравнивается с температурой окружающего атмосферного воздуха.

2. Высота подъема пылевых частиц под действием теплового фактора при отсутствии ветра в приземном слое атмосферы зависит от их размеров, плотности вещества, параметров скважинных зарядов, типа взрывчатого вещества и температуры атмосферного воздуха. Полученная соответствующая аналитическая зависимость от этих факторов имеет нелинейный характер и позволяет прогнозировать высоту подъема пылевого облака по окончанию процесса его формирования. Расчеты показали, что при массовом взрыве мощностью 500 т взрывчатого вещества типа украинита при температуре атмосферного воздуха 293 °К верхняя граница пылевого облака достигает 600 м.

3. Дальность и площадь рассеивания пылевых частиц, вынесенных из карьерного пространства ветровыми потоками, зависит от высоты облака при его выходе из карьерного пространства, скорости ветра, геометрических параметров карьера, их размеров и плотности вещества. Полученные нелинейные аналитические зависимости позволили установить фракционный состав железорудной пыли, выносимой из карьерного пространства ветровыми потоками при естественном проветривании карьера, а также высоту пылевого облака над земной поверхностью при его выносе из карьера. Для условий Кривбасса при скорости ветра 5 м/с максимальный диаметр выносимых из карьера частиц железорудной пыли составляет 73 мкм, дальность рассеивания тонкодисперсной железорудной пыли при этом составляет 739 км, грубодисперсной – 4,4 км. При этом площадь рассеивания тонкодисперсной пыли составляет более 28 тыс. км², а грубодисперсной – 9,2 км², а коэффициент экологического риска по пылевому фактору на границе санитарно-защитной зоны превышает в 36 раз допустимое санитарными нормами значение и степень экологической опасности является «очень опасная».

4. Установлено, что частицы железорудной пыли размером до 50 мкм, а капли воды до 80 мкм оседают в воздухе согласно классическому закону Стокса. При этом уточнены скорости осаждения более крупных частиц. Показано, что для эффективного подавления пылевого облака после массовых взрывов в карьерах, размеры капель орошаемой жидкости не должны быть меньше 4 мкм.

5. Проведена оценка характера рассеивания пылевого облака при массовых взрывах в карьерах по фактору размеров его частиц. Получено аналитическое выражение для оценки в облаке максимального размера частиц пыли, выносимых из карьера ветровыми потоками, с учетом плотности рудного материала, скорости ветра и геометрических параметров карьера.

6. Предложен метод определения показателей рассеивания пылевого облака за пределами карьера с учетом параметров взрыва и карьера. Установлена дальность уноса частиц железорудной пыли и площадь их рассеивания. В частности, тонко- и грубодисперсной ее фракций при среднегодовой скорости ветра в Кривбассе 5 м/с. Показано, что при массовом взрыве мощностью 500 т и глубине карьера 300 м с углом откоса наветренного борта 30° дальность рассеивания грубодисперсной железорудной пыли с размерами частиц от 73 мкм до 13 мкм составляет от 0,14 км до 4,4 км, тонкодисперсной пыли с диаметрами частиц от 7 мкм до 1 мкм – соответственно от 40 км до ≈740 км. При этом валовые выбросы пыли (удельные выбросы) составили 1,302 кг/км², а грубодисперсной пыли – 7775,7 кг/км². Площадь рассеивания тонкодисперсной пыли с размером частиц 1 мкм составила ≈28770 км².

7. Коэффициент экологической опасности или социальный экологический риск по степени воздействия валового выброса пыли при массовых взрывах в карьерах на здоровье человека (HQ) существенно > 1, а вероятность развития вредных эффектов возрастает пропорционально увеличению HQ. Вредное воздействие пыли на окружающую среду, включая почву и открытые водоемы, определяется значительными площадями ее рассеивания, которые находятся за пределами санитарно-защитной зоны карьеров. Это подтверждает необходимость совершенствования способов и средств снижения выбросов пыли или ее

подавления. Причем основным критерием их эффективности, в части снижения указанного экологического риска, является снижение интенсивности выноса пыли ветровыми потоками. Частными критериями указанной эффективности могут служить: валовые выбросы пыли; высота подъема пылевого облака и относительного содержания в нем наиболее опасной в экологическом отношении тонкодисперсной фракции пыли, которое по выполненным оценкам достигает 34%.

ГЛАВА 3 СНИЖЕНИЕ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ В КАРЬЕРАХ НА ОСНОВЕ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

3.1. Построение математической модели управления качеством массового взрыва путем изменения параметров скважинных зарядов

Решение задачи защиты атмосферы от загрязнения пылегазовыми выбросами при взрывных работах в карьерах может быть осуществлено разными способами и средствами [7]. Однако, для управления массовым взрывом, как правило, используют один из рекомендованных технологами способов. Причем зачастую применяемые способы не уменьшает выбросы, а только позволяют интенсивнее их рассеять в атмосфере. Используемые при этом оценочные эмпирические выражения, как правило, описывают зависимость технологических и экологических результатов взрыва от одного из параметров, например, количества взорванного ВВ.

В настоящей работе предпринята попытка комплексного подхода к применению инженерно-технических мероприятий по снижению пылегазовых выбросов при массовых взрывах в железорудных карьерах. Сущность предлагаемого подхода заключается в том, что в условиях существующей технологии ведения взрывных работ на основе проведения планируемого промышленного эксперимента определяют значения параметров скважинных зарядов, при которых обеспечивается выполнение технологических требований добычи горной массы при минимальных пылегазовых выбросах в атмосферу [67-73]. При этом массовый взрыв рассматривается как объекта управления с регулируемыми входными и измеряемыми выходными параметрами, что позволяет при решении задач его оптимизации использовать хорошо развитый математический аппарат современной теории управления. Такой подход к решению задач управления массовым взрывом позволяет даже при неполном знании механизма изучаемого процесса получить его математическую модель в виде аналитических зависимостей требуемых выходных параметров от задаваемых входных.

В качестве входных регулируемых параметров нами приняты: удельный заряд взрывчатого вещества (q), диаметр скважин ($d_{ск}$), соотношение длины забойки и взрывчатки в скважине (l_3) (рис.3.1).

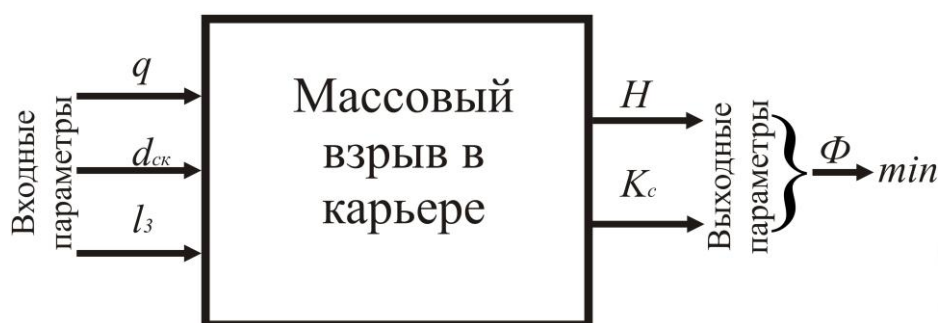


Рисунок 3.1 – Блок-схема массового взрыва как объекта управления

В качестве выходных параметров, которые характеризуют качество массового взрыва с технологической и экологической сторон, принимаем соответственно средний размер кусков взорванной горной массы (K_C) и высоту выброса пылегазового облака (H).

При выборе диапазона изменения удельного заряда для рассматриваемого карьера с существующей крепостью горных пород и их трещиноватостью руководствуются тем, что верхний предел должен обеспечивать рыхление без переизмельчения горной массы и не должно быть перехода в заряд выброса, а нижний предел не должен перейти в камуфлетное действие при взрыве.

Известен ряд аналитических зависимостей, в соответствии с которыми можно рассчитать требуемый удельный заряд (расход ВВ), коррелированный со свойствами пород. Так, для условий Кривбасса при взрывании пород средней крепости удельный расход ВВ составляет $q = 0,4-0,8$ кг/м³ [7]. Поскольку при взрыве 1 кг ВВ в атмосферу выбрасывается до 1000 дм³ вредных газов, то увеличение удельного заряда должно также ограничиваться и экологическим показателем – интенсивностью пылегазовых выбросов в атмосферу.

При выборе диапазона изменения диаметра скважин руководствуются результатами экспериментальных исследований, согласно которым максимальная высота и время подъема выбрасываемых газов и пыли в значительной мере зависит от диаметра применяемых зарядов и в меньшей мере от типа используемого ВВ [7]. При этом диаметр буровых скважин, в зависимости от типа применяемого бурового оборудования, составляет 105; 220; 250 или 300 мм. Максимальную высоту подъема пылегазового облака можно рассчитать по эмпирической формуле [7]:

$$H = 1160d_{ск}^2, \quad (3.1)$$

где $d_{ск}$ – диаметр скважины, м.

При выборе длины забойки руководствуются тем положением, что отношение длины забойки к диаметру скважины должно быть постоянным и равным примерно 20 [7]. При этом должно обеспечиваться соблюдение критерия

$$Q^{1/3}l_3 = const, \quad (3.2)$$

где Q – масса заряда в скважине, кг; l_3 – длина забойки, м.

Для оценки экологического и технологического качества массового взрыва в карьере нами предложен показатель в виде [70]:

$$\Phi = \left| \frac{H - H_H}{H_H} \right| + \left| \frac{K_C - K_{CH}}{K_{CH}} \right|, \quad (3.3)$$

где Φ – показатель качества взрыва; H – высота подъема пылегазового облака, м; H_H – нормируемая (минимальная) высота пылегазового облака, м; K_C – средний размер кусков горной массы после разрушения взрывом, мм; K_{CH} – нормируемое значение среднего размера кусков взорванной горной массы, мм.

Определение оптимальных параметров скважинных зарядов, при которых показатель качества массового взрыва – Φ будет наилучшим (минимальным), можно осуществить с помощью методов математической статистики [74-76]. Эти методы позволяют при неполном знании внутренних связей исследуемого процесса, путем проведения экспериментов, определить аналитическую зависимость показателя Φ от входных регулируемых параметров $q, d_{ск}, l_3$. Исследования полученной зависимости на экстремум (минимум) позволяют определить значения $q, d_{ск}, l_3$, при которых достигается наилучшее значение Φ , т.е. при которых высота пылегазового облака будет минимальна, а средний размер кусков горной массы не будет противоречить требованиям технологии добычи.

Перед проведением факторного эксперимента необходимо установить диапазон варьирования параметров скважинных зарядов. Определяют максимальное значение каждого параметра в натуральных единицах измерения, что в кодированных значениях параметра соответствует +1. Аналогично минимальное значение каждого параметра соответствует -1, а среднее значение называют нулевым уровнем, что в кодированном выражении соответствует 0. С учетом этого выбираем следующие диапазоны варьирования входных регулируемых параметров модели (ограничения):

- удельный расход ВВ: верхний уровень – $0,8 \text{ кг/м}^3$ (+1);
 нулевой уровень – $0,7 \text{ кг/м}^3$ (0);
 нижний уровень – $0,6 \text{ кг/м}^3$ (-1);
 шаг варьирования – $0,1 \text{ кг/м}^3$ (Δq);
- диаметр скважин: верхний уровень – 320 мм (+1);
 нулевой уровень – 212,5 мм (0);
 нижний уровень – 105 мм (-1);
 шаг варьирования – 107,5 мм (Δd);
- соотношение заполнения скважины взрывчаткой и забойкой:
 верхний уровень – 3 (+1);
 нулевой уровень – 2,5 (0);
 нижний уровень – 2 (-1);
 шаг варьирования – 0,5 (Δl_3).

Полный факторный эксперимент (ПФЭ) предусматривает проведение 2^k опытов, где k – количество варьлируемых входных параметров (факторов) [74].

Для трех факторов ($k=3$) опыты проводят при комбинациях, соответствующих координатам вершин куба, который имеет центр в точке с нулевым уровнем факторов (q_0, d_0, l_{30}), а ребро имеет длину в два шага варьирования. Задают план ПФЭ с помощью матрицы эксперимента. Если изменить начало отсчета, т.е. перенести его в точку нулевого уровня, и изменить масштаб осей с натуральных значений (q, d, l) в шаги варьирования ($\Delta q, \Delta d, \Delta l$), то план ПФЭ можно записать в виде соответствующей матрицы. В новой системе координат точки проведения опытов выражены в кодированных величинах (в шагах варьирования), которые они принимают значения +1 или -1 (табл. 3.1).

Таблица 3.1 – План проведения полного факторного эксперимента ($\kappa = 3$)

Номер опыта	\bar{q}	\bar{d}	\bar{l}_3
1	+1	+1	+1
2	-1	+1	+1
3	+1	-1	+1
4	-1	-1	+1
5	+1	+1	-1
6	-1	+1	-1
7	+1	-1	-1
8	-1	-1	-1

Для перехода с кодированных значений факторов в натуральные и наоборот используют зависимости перехода:

$$\begin{aligned} \bar{q} \cdot \Delta q &= q - q_0; \\ \bar{d} \cdot \Delta d &= d - d_0; \\ \bar{l}_3 \cdot \Delta l_3 &= l_3 - l_{30}, \end{aligned} \quad (3.4)$$

где $\bar{q}, \bar{d}, \bar{l}_3$ – кодированные значения факторов; $\Delta q, \Delta d, \Delta l_3$ – шаги варьирования факторов; q_0, d_0, l_{30} – нулевые значения факторов.

Для получения аналитической зависимости, т.е. математической модели управления результатами массового взрыва, в каждом опыте необходимо производить измерение высоты выброса пылегазового облака H и среднего размера кусков взорванной горной массы K_C . По результатам измерений выходных параметров рассчитывают показатель качества взрыва в каждом опыте. Результаты измерений и вычислений сводят в табл. 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты измерений выходных параметров при проведении эксперимента

№ опыта	Входные параметры			Выходные параметры		
	\bar{q}	\bar{d}	\bar{l}_3	$H, \text{ м}$	$K_C, \text{ мм}$	Φ
1	+1	+1	+1	H_1	K_{C1}	Φ_1
2	-1	+1	+1	H_2	K_{C2}	Φ_2
3	+1	-1	+1	H_3	K_{C3}	Φ_3
4	-1	-1	+1	H_4	K_{C4}	Φ_4
5	+1	+1	-1	H_5	K_{C5}	Φ_5
6	-1	+1	-1	H_6	K_{C6}	Φ_6
7	+1	-1	-1	H_7	K_{C7}	Φ_6
8	-1	-1	-1	H_8	K_{C8}	Φ_8

Для нивелирования случайных помех при длительных сроках проведения эксперимента каждый опыт проводят трижды, причем последовательность их проведения определяют по ряду случайных величин. Математическое ожида-

ние каждого выходного параметра находят как среднеарифметическое по результатам параллельных опытов.

Для оценки качества разрабатываемой модели управления массовым взрывом, ее адекватности реальному процессу, весьма важно оценить ошибки определения выходных параметров в разных областях факторного пространства или, другими словами, проверить, однородны ли дисперсии выходных параметров. Проверку однородности дисперсий осуществляют с помощью критерия Кохнера, который применяется, если во всех точках число параллельных опытов – одинаковое (критерий Корнера характеризует управляемость объекта и полноту учета входных параметров) [74]. Вычисления критерия производят следующим образом.

Находят дисперсию каждого опыта по выражению:

$$S_i^2 = \frac{\sum_{j=1}^m (H_{ij} - H_i)^2}{m-1}, \quad (3.5)$$

где S_i^2 – дисперсия опыта; $i = 1, 2, \dots, N$ – номер опыта в эксперименте; m – число параллельных опытов; H_{ij} – высота выброса пылегазового облака (или другой выходной параметр) i -го опыта в эксперименте в j -ом параллельном опыте, m ; H_i – математическое ожидание высоты выброса пылегазового облака (или другого выходного параметра) i -го опыта в эксперименте, m .

Далее среди всех S_i^2 находят наибольшую, которую делим на сумму всех дисперсий

$$G = S_{i_{\max}}^2 / \sum_{u=1}^N S_u^2. \quad (3.6)$$

Если значение полученного критерия меньше табличного для степеней свободы $\gamma_1 = m - 1$, $\gamma_2 = N$, то гипотезу об однородности дисперсий можно принять.

ПФЭ позволяет получить математическую модель управления массовым взрывом в виде системы уравнений, которые выражают зависимость высоты выброса пылегазового облака H и среднего размера кусков взорванной горной массы K_C от значений входных параметров:

$$\begin{aligned} H &= f(q, d, l_3), \\ K_C &= f(q, d, l_3). \end{aligned}$$

или в развернутом виде:

$$\begin{aligned} H &= b_0 + b_1 q + b_2 d + b_3 l_3 + b_{12} qd + b_{13} ql_3 + b_{23} dl_3 + b_{123} qdl_3, \\ K_C &= b_0 + b_1 q + b_2 d + b_3 l_3 + b_{12} qd + b_{13} ql_3 + b_{23} dl_3 + b_{123} qdl_3, \end{aligned} \quad (3.7)$$

где b_0 – свободные члены уравнения; b_1, b_2, b_3 – коэффициенты при линейных членах; $b_{12}, b_{13}, b_{23}, b_{123}$ – коэффициенты при нелинейных членах.

Планируя эксперимент, на первом этапе стремятся получить линейную модель. Однако, чаще всего встречаются случаи, когда эффект влияния одного входного параметра зависит от значений других входных параметров. Для количественной оценки эффектов взаимодействия надо, пользуясь правилом пе-

ремножения столбцов исходной матрицы, получить столбцы произведения матрицы. Матрица планирования эксперимента 2^3 с учетом возможных взаимодействий представлена в табл. 3.3.

Таблица 3.3 – Матрица планирования полного факторного эксперимента 2^3 с учетом эффектов взаимодействия

№ опыта	\bar{q}	\bar{d}	\bar{l}_3	$\bar{q}\bar{d}$	$\bar{q}\bar{l}_3$	$\bar{d}\bar{l}_3$	$\bar{q}\bar{d}\bar{l}_3$
1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1
2	-1	+1	+1	-1	-1	+1	-1
3	+1	-1	+1	-1	+1	-1	-1
4	-1	-1	+1	+1	-1	-1	+1
5	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1
6	-1	+1	-1	-1	+1	-1	+1
7	+1	-1	-1	-1	-1	+1	+1
8	-1	-1	-1	+1	+1	+1	-1

Для определения коэффициентов уравнений применяют метод наименьших квадратов, который благодаря симметричности матрицы планирования экспериментов и условия нормировки (сумма квадратов элементов каждого столбца равна числу опытов) сводится к присвоению соответствующему столбцу значений выходных параметров и алгебраическому сложению полученных значений [73]. Деление результатов сложения на число опытов в матрице планирования дает искомый коэффициент. Свободные члены уравнений вычисляются как среднее арифметическое значение выходного параметра во всех опытах эксперимента. Таким образом, после определения значений коэффициентов получаем систему уравнений (3.7) в кодированных значениях переменных, т.е. в шагах их варьирования. Воспользовавшись выражением (3.4), эту систему уравнений можно получить в натуральных значениях переменных.

После определения коэффициентов уравнений системы проводят проверку их значимости. Проверка значимости каждого коэффициента проводится независимо и может быть определена по его доверительному интервалу:

$$\Delta b_i = \pm t_{кр} \sqrt{\frac{S^2}{Nm}}, \quad (3.8)$$

где $t_{кр}$ – табличное значение критерия Стьюдента при выбранном уровне значимости и числе степеней свободы, с которым определялась дисперсия воспроизводимости; S^2 – дисперсия воспроизводимости опытов при определении выходных параметров. Коэффициент значим, если его абсолютная величина больше доверительного интервала $|b_i| > \Delta b_i$.

Полученная таким путем математическая модель управления массовым взрывом в карьере позволяет рассчитать высоту выброса пылегазового облака и средний размер кусков взорванной горной массы при любых значениях удель-

ного расхода ВВ, диаметра скважин и соотношения заполнения скважин взрывчаткой и забойкой для карьера, на котором проводились эксперименты.

Перед использованием математической модели проверяют ее адекватность по критерию Фишера [74], значение которого вычисляют по выражению

$$F = \frac{S_{ao}^2}{S_0^2}, \quad (3.9)$$

где S_0^2 – дисперсия опыта; $S_{ao}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (H_{i_0} - H_i)^2}{N - d}$ – дисперсия адекватности.

Здесь H_{i_0} – высота выброса пылегазового облака (или другой выходной параметр) в i -том опыте, измеренная в ходе эксперимента, м; H_i – значение того же выходного параметра, вычисленного по уравнениям математической модели; N – число опытов в эксперименте; d – число членов уравнения математической модели.

Математическая модель адекватно описывает реальный процесс, если полученное значение критерия меньше табличного. Конечным результатом исследований является определение значений параметров скважинных зарядов по предложенному критерию Φ (3.3).

Для определения значений входных регулируемых параметров системы, при которых показатель Φ минимален, то есть относительная разница выходных параметров системы и их нормируемых значений наименьшая, необходимо вначале получить аналитическую зависимость $\Phi = (q, d, l_3)$ в виде:

$$\Phi = b_0 + b_1q + b_2d + b_3l_3 + b_{12}qd + b_{13}ql_3 + b_{23}dl_3 + b_{123}qdl_3. \quad (3.10)$$

Коэффициенты при независимых переменных этого уравнения определяются аналогично определению коэффициентов системы уравнений (3.7). При этом используются значения показателя Φ , полученного в каждом опыте проведенного эксперимента (табл. 3.2). Оптимальные значения скважинных зарядов можно определить, исследовав выражение (3.10) на экстремум (минимум) в точке равенства нулю частных производных функции Φ . Процедура сводится к решению следующей системы уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Phi}{\partial q} &= b_1 + b_{12}d + b_{13}l_3 + b_{123}dl_3, \\ \frac{\partial \Phi}{\partial d} &= b_2 + b_{12}q + b_{23}l_3 + b_{123}ql_3, \\ \frac{\partial \Phi}{\partial l_3} &= b_3 + b_{13}q + b_{23}d + b_{123}qd. \end{aligned} \quad (3.11)$$

Таким образом, предложенный метод определения оптимальных параметров скважинных зарядов может быть использован при разработке паспортов массовых взрывов в карьерах, а также для разработки математической модели

управления взрывом. На модели можно исследовать степень влияния каждого из параметров скважинных зарядов или их комбинации на результаты взрыва с экологической и технологической точки зрения.

3.2. Исследования на модели влияния параметров скважинных зарядов на экологические и технологические показатели массового взрыва

Для иллюстрации предложенной выше модели воспользуемся данным промышленных экспериментов при массовых взрывах в карьерах, которые приведены в работах [7, 77]. Они позволяют приблизительно определить высоту выброса пылегазового облака при взрыве H по выражению (3.1), а также средний размер кусков взорванной горной массы K_c (рис 3.2), по принятому значению одного из входных параметров для условий конкретного карьера.

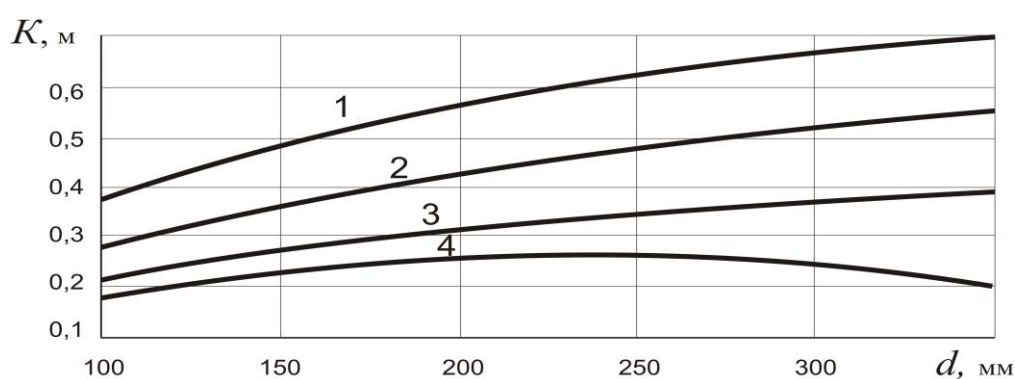


Рисунок 3.2 – Зависимость средневзвешенного линейного размера в породе, разрушенной взрывом, от диаметра скважины:

1 – весьма крупноблочные породы; 2 – практически монолитные; 3 – крупноблочные; 4 – среднеблочные.

План проведения эксперимента в натуральных значениях входных параметров и результаты расчетов значений выходных параметров и показателя качества взрыва приведены в табл. 3.4. При этом нами принята нормируемая (минимальная) высота подъема пылегазового облака – 50 м, а нормируемый размер кусков горной массы после разрушения – 200 мм. Поскольку эксперимент проводится на математической модели, то проверку однородностей дисперсий параллельных опытов по критерию Кохнера не проводим.

Определение значений коэффициентов уравнения (3.10) проводим по приведенной выше методике и результаты расчетов сводим в табл. 3.5.

Полученное уравнение с численными значениями коэффициентов будет иметь вид:

$$\Phi = 1.206 + 0,14\bar{q} + 0,185\bar{d} - 0,067\bar{l}_3 + 0,041\bar{q}\bar{d} - 0,054\bar{q}\bar{l}_3 + 0,046\bar{d}\bar{l}_3 + 0,028\bar{q}\bar{d}\bar{l}_3, \quad (3.11)$$

где $\bar{q}, \bar{d}, \bar{l}_3$ - кодированные значения входных регулируемых параметров.

Таблица 3.4 – План ПФЭ и результаты расчета выходных параметров

№ опыта	Входные параметры			Выходные параметры		
	q, кг/м ³	d, м	l _з	H, м	K _с , м	Φ
1	0,8	0,320	3	118,8	0,23	1,526
2	0,6	0,320	3	108,4	0,21	1,218
3	0,8	0,105	3	96,2	0,20	0,924
4	0,6	0,105	3	84,5	0,24	0,890
5	0,8	0,320	2	123,4	0,17	1,618
6	0,6	0,320	2	110,2	0,20	1,204
7	0,8	0,105	2	105,8	0,16	1,316
8	0,6	0,105	2	95,3	0,19	0,956

Выражение (3.11) позволяет рассчитать значения показателя качества взрыва при любых промежуточных значениях входных параметров, а также решать задачу определения их оптимальных значений.

Таблица 3.5 – Расчет коэффициентов уравнения $\Phi = f(q, d, l_3)$

№ опыта	B ₀	B ₁	B ₂	B ₃	B ₁₂	B ₁₃	B ₂₃	B ₁₂₃
1	+1,526	+1,526	+1,526	+1,526	+1,526	+1,526	+1,526	+1,526
2	+1,218	-1,218	+1,218	-1,218	+1,218	-1,218	+1,218	-1,218
3	+0,924	+0,924	-0,924	+0,924	-0,924	+0,924	-0,924	-0,924
4	+0,890	-0,890	-0,890	+0,890	+0,890	-0,890	-0,890	+0,890
5	+1,618	+1,618	+1,618	-1,618	+1,618	-1,618	-1,618	-1,618
6	+1,204	-1,204	+1,204	-1,204	-1,204	+1,204	-1,204	+1,204
7	+1,316	+1,316	-1,316	-1,316	-1,316	-1,316	+1,316	+1,316
8	+0,956	-0,956	-0,956	-0,956	+0,956	+0,956	+0,956	-0,956
Σ	+9,652	+1,116	+1,480	-0,536	+0,328	-0,432	+0,370	+0,220
Σ/8	+1,206	+0,140	+0,185	-0,067	+0,041	-0,054	+0,046	+0,028

Первоначально необходимо сравнить значения показателя качества взрыва, полученные по результатам эксперимента в каждом опыте, с их значениями, рассчитанными по выражению (3.11). Результаты расчетов приведены в табл. 3.6.

Таблица 3.6 – Значения показателя качества взрыва Φ, полученных по результатам эксперимента и расчетов

№ опыта	1	2	3	4	5	6	7	8
Φ эксперимента	1,526	1,218	0,924	0,890	1,618	1,204	1,316	0,956
Φ модели	1,525	1,215	0,925	0,891	1,619	1,205	1,315	0,953
Δ Φ	0,001	0,003	-0,001	-0,001	-0,001	-0,001	0,001	0,001

Об адекватности модели можно судить по величине ошибки определения показателя качества взрыва, которая не превысила 0,3%.

Рациональные значения входных параметров взрыва можно получить, исследовав выражение (3.11) на экстремум. При этом получим три уравнения в виде:

$$\begin{aligned}\frac{\partial \Phi}{\partial q} &= 0,14 + 0,041\bar{d} - 0,054\bar{l}_3 + 0,028\bar{d}\bar{l}_3 = 0, \\ \frac{\partial \Phi}{\partial d} &= 0,185 + 0,041\bar{q} + 0,046\bar{l}_3 + 0,028\bar{q}\bar{l}_3 = 0, \\ \frac{\partial \Phi}{\partial l_3} &= -0,067 - 0,054\bar{q} + 0,046\bar{d} + 0,028\bar{q}\bar{d} = 0\end{aligned}\quad (3.12)$$

Решив совместно эту систему уравнений, получим $\bar{q} = -0,5$ (в натуральных значениях $0,65 \text{ кг/м}^3$), $\bar{d} = -1$ (в натуральных значениях 105 мм), $\bar{l}_3 = +1$ (в натуральных значениях 3).

По выражению (3.11) можно рассчитать значение показателя качества взрыва при оптимальных значениях входных регулируемых параметров. При этом он будет равен $0,859$.

Таким образом, при найденных оптимальных значениях входных регулируемых параметров массового взрыва будет достигнута минимальная высота ПГО, а средний размер кусков взорванной горной массы наиболее близок к нормируемому.

В связи с тем, что выражение (3.11) является функцией трех переменных, его геометрическая интерпретация невозможна из-за многомерности пространства. Для обеспечения этой возможности фиксируем одну из переменных в оптимальном ее значении. Далее проводим исследование полученной зависимости с геометрической интерпретацией полученных результатов. При выборе параметра, который стабилизируется в его оптимальном значении, руководствуются тем, что из входных параметров непрерывно можем изменять удельный заряд (q) и соотношение длины забойки и взрывчатки в скважине (l_3). Диаметр скважины (d) может изменяться в дискретном режиме в зависимости от диаметра бурового инструмента применяемого оборудования. Найденное оптимальное его значение равно -1 , то есть 105 мм . В этом случае выражение (3.11) примет вид

$$\Phi = 16021 + 0,099\bar{q} - 0,113\bar{l}_3 - 0,082\bar{q}\bar{l}_3. \quad (3.13)$$

Выразим (3.13) в натуральных значениях входных параметров. При этом согласно (3.4) выразим кодированные значения через их натуральные величины

$$\bar{q} = \frac{q - q_0}{\Delta q} = 10q - 7; \quad \bar{l}_3 = \frac{l_3 - l_{30}}{\Delta l_3}.$$

В итоге расчетов получим:

$$\Phi = -1,977 + 5,09q + 0,922l_p - 1,64ql_3. \quad (3.14)$$

В графическом виде эта зависимость приведена на рис. 3.3 и представляет собой поверхность со слабо выраженной нелинейностью. При этом оптимальное значение параметров скважин в исследуемом диапазоне их изменения находятся в зоне снижения диаметра скважин и удельного заряда ВВ при увеличении отношения длины забойки к длине заряда.

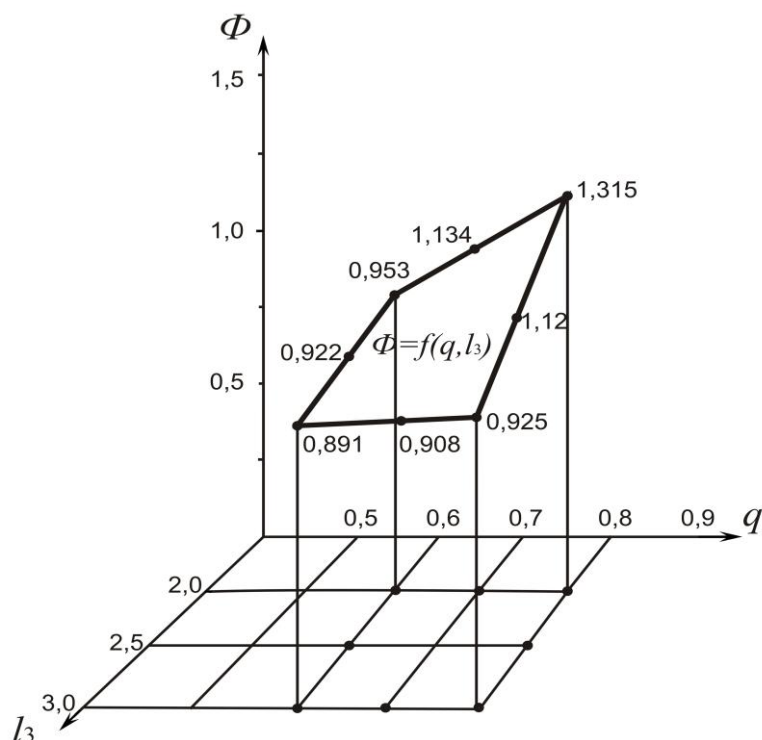


Рисунок 3.3 – Значения показателя качества взрыва в диапазоне изменения входных параметров.

Графическое представление полученной зависимости дает наглядное представление об области оптимальных параметров скважинных зарядов.

3.3. Снижение пылегазовых выбросов за счет усовершенствования конструкции забойки скважинных зарядов

Одним из важных факторов, определяющих условия и эффективность взрыва скважинных зарядов, является внутренняя забойка скважин. Ее величина и качество в значительной мере определяют степень использования энергии взрыва для разрушения горного массива, равномерность его дробления, а также объем выбрасываемого в атмосферу ПГО. Многочисленные исследования [78-81] различных конструкций забойки и применяемых материалов позволили сделать вывод о том, что путем увеличения длины забойки можно примерно в три раза увеличить время воздействия взрыва на разрушаемый массив (запирающий эффект) и при этом значительно снизить максимальную скорость вылета продуктов взрыва из устья скважины.

Энергия взрыва может быть использована наиболее полно только в том случае, когда забойка обеспечивает задержку продуктов детонации в скважине

до начала разрушения массива и сдвижения пород. Поэтому длина забойки должна быть такой, чтобы суммарное сопротивление сил трения по поверхности сдвига равнялось выталкивающему усилию продуктов детонации:

$$\sum Q_{mp} = S,$$

где $\sum Q_{mp}$ – суммарное сопротивление сил трения на поверхности сдвига забойки, Н; S – выталкивающее усилие продуктов детонации, Н.

Следует отметить, что в первоначальный момент развития взрыва происходит уплотнение забоечного материала за счет воздействия на торец забойки ударной волны и поршневого давления продуктов детонации. В результате такого уплотнения на контакте забойки со стенками скважины возникают силы бокового распора. Поскольку эти силы больше сопротивления забоечного материала сдвигу, то во время взрыва забойка не скользит по стенкам скважины, а срезается по цилиндрической поверхности, весьма близко совпадающей с боковой поверхности скважины. Поэтому процесс выбрасывания забойки из скважины можно представить следующим образом.

С момента начала взрыва газообразные продукты детонации, воздействуя на торец забойки, стремятся сдвинуть ее. До тех пор, пока не произойдет ее сдвиг, сопротивление выталкивающему действию продуктов детонации оказывается, за счет инерции покоя собственной массы забойки, больше сил внутреннего трения и сцепления частиц забоечного материала. Но сразу же после уплотнения забоечного материала происходит сдвиг забойки и в дальнейшем ее перемещению препятствуют только вес и силы внутреннего трения. Промежуток времени с момента завершения детонации до начала отрыва и сдвижения пород зависит от величины давления продуктов детонации в скважине и скорости детонации ВВ, характера разрушаемых пород (их крепость и трещиноватость), количества свободных поверхностей забоя, линий наименьшего сопротивления и др.

Пусть для каких-то конкретных условий время отрыва и сдвижения пород определяется величиной t_p (рис. 3.4). Конструкцию забойки, а, следовательно, и время ее движения в скважине с момента начала детонации до полной разгерметизации скважины можно подобрать такой, что оно будет совпадать с моментом отрыва и сдвижения пород (точка 1 на рис.3.4). Если конструкция забойки такова, что суммарное сопротивление сил трения сдвига забойки меньше выталкивающей силы продуктов детонации, то наблюдается повышение скорости ее движения в скважине. В этом случае полное время вылета забойки t_l будет меньше t_p на величину Δt_l (точка 2 на рис. 3.4). Следовательно, в этом случае продукты детонации будут воздействовать на массив не все время t_p , позволяемое горно-геологическими условиями разрушаемых пород, а только в промежутке времени $t_l = t_p - \Delta t_l$. В результате этого часть энергии взрыва, расходуемой на разрушение горного массива, будет меньше максимально возможной. В этих условиях скорость выхода продуктов детонации из скважины значительно возрастает, а это вызывает повышения высоты выброса ПГО. Кроме этого, часть

заряда ВВ не успевает детонировать, выбрасывается из скважины и догорает в ПГО, повышая концентрацию взрывных газов в атмосфере.

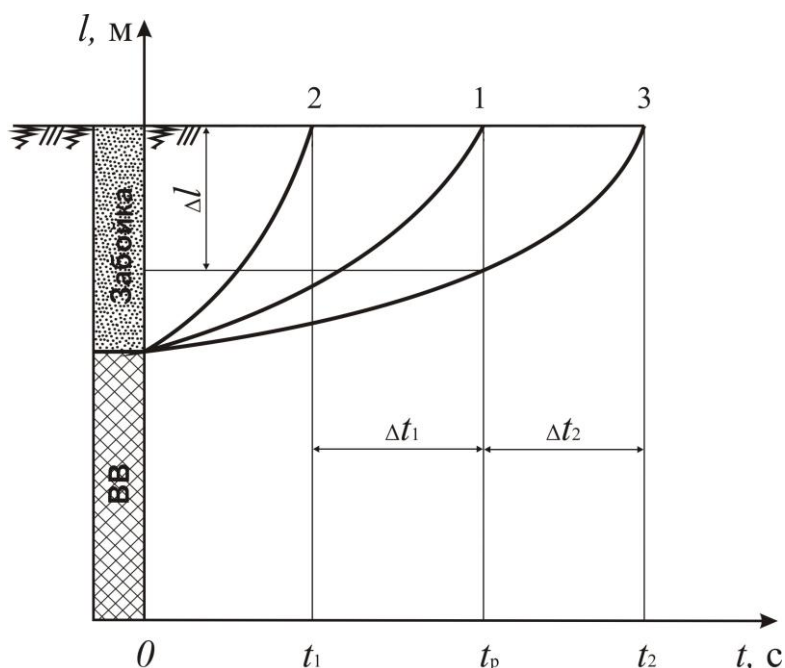


Рисунок 3.4 – Время вылета забойки из скважины при изменении ее параметров

Если конструкция забойки такова, что суммарное сопротивление сил трения по поверхности сдвига забойки больше выталкивающей ее силы продуктов детонации, то время ее вылета из скважины t_2 будет больше времени t_p на величину $\Delta t_2 = t_2 - t_p$ (точка 3 на рис.3.4). Таким образом, к моменту отрыва и сдвигению пород верхняя часть зарядной камеры Δl остается заполненной забойкой. Стенки зарядной камеры в этой зоне не будут подвергаться непосредственному воздействию продуктов детонации и, следовательно, дробление массива в этом месте будет неудовлетворительным, что приводит к повышению выхода негабарита горной породы после взрыва.

Экспериментальными исследованиями установлено [80], что выход крупных фракций частиц породы при увеличении длины забойки до определенного значения уменьшается, после чего практически остается постоянным. Выход мелких фракций с увеличением длины забойки имеет тенденцию к возрастанию. Все это подтверждает то, что в каждом конкретном случае применения массовых взрывов для разрушения горных пород существует оптимальная конструкция забойки, обеспечивающая максимально возможную эффективность взрыва при прочих равных условиях. Поэтому нами ставилась задача разработки такой конструкции забойки, которая позволяла бы изменять (регулировать) суммарное сопротивление сил трения по поверхности сдвига забойки под действием сил давления продуктов детонации без изменения ее длины.

Конструкция забойки, в конечном итоге, должна обеспечивать герметизацию зарядной камеры на время, необходимое для отрыва и разрушения пород в направлении линии наименьшего сопротивления. В этом случае должно соблюдаться условие:

$$t_3 = t_p + t_d, \quad (3.15)$$

где t_3 – время вылета забойки, с; t_p – время отрыва и сдвижения пород, с; t_d – продолжительность детонации заряда, с.

Время вылета забойки из скважины при условии, что вся свободная от заряда ее часть заполнена забоечным материалом, будет равно:

$$t_3 = \frac{l_3}{g_3},$$

где g_3 – скорость вылета забойки из скважины, м/с; l_3 – длина забойки, м.

Время отрыва и сдвижения пород зависит от характера разрушаемого массива, количества свободных поверхностей забоя, величины линии наименьшего сопротивления и определяется экспериментальным путем.

Скорость детонации в заряде определяется типом используемого ВВ и в каждом конкретном случае является величиной известной. Длина заряда устанавливается исходя из количества скважин и удельного расхода ВВ. Поэтому продолжительность детонации заряда можно определить из выражения

$$t_d = \frac{l_{BB}}{g_d},$$

где l_{BB} – длина заряда ВВ в скважине, м; g_d – скорость детонации используемого ВВ, м/с.

С учетом этого, выражение (3.15) можно записать в виде:

$$\frac{l_3}{g_3} = t_p + \frac{l_{BB}}{g_d}.$$

Расчетная длина забойки может быть определена как:

$$l_3 = g_3 \left(t_p + \frac{l_{BB}}{g_d} \right).$$

Таким образом, расчетная длина забойки в каждом конкретном случае зависит от типа применяемого ВВ (обуславливает продолжительность детонации), физико-механических свойств разрушаемого массива (обуславливает время отрыва и сдвижения разрушаемого массива), а также от скорости вылета забойки из скважины. Весьма перспективной была бы такая забойка скважин, которая бы без изменения конструкции позволяла бы при разных горно-геологических условиях регулировать скорость ее вылета из скважины. Это, на наш взгляд, может обеспечить предложенная конструкция забойки скважин с использованием резиновой пробки с анкерным устройством [82-84]

Скважинный заряд устраивается следующим образом (рис. 3.5).

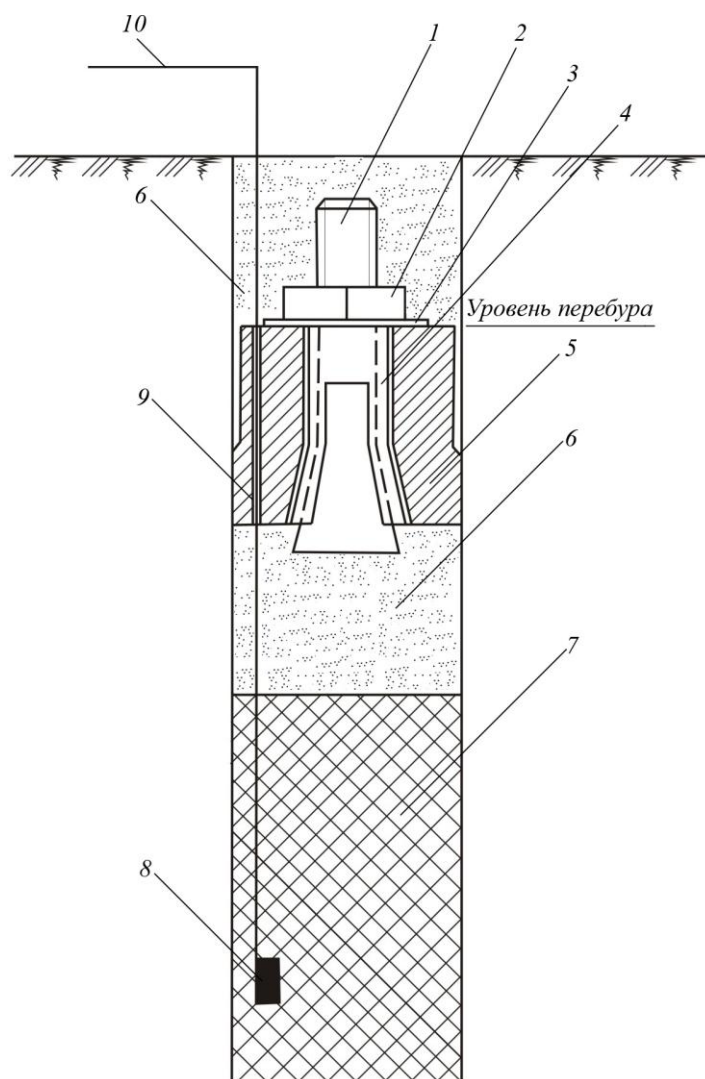


Рисунок 3.5 – Скважинный заряд с использованием резиновой пробки с анкерным устройством

Над зарядом взрывчатки 7 предусматривается штатная забойка 6, например, отсев горной массы. В устье скважины над забойкой помещают резиновую пробку 5, диаметр которой соответствует диаметру скважины. Резиновую пробку устанавливают на уровне перебура в монолитном массиве горных пород, так как выше этого уровня массив имеет повышенную трещиноватость из-за воздействия на него предыдущих взрывов. Для закрепления резиновой пробки в скважине применен трубчатый анкер, который устанавливают по ее центру. Анкер состоит из анкерного болта с конусной головкой 1, гайки 2, шайбы 3, трубки с прорезями 4. Для надежного расклинивания пробки в скважине заворачивают гайку 2, вследствие чего конусный клин входит в трубку 4.

Плотность соприкосновения пробки со стенками скважины зависит от глубины входа клина в трубку с прорезями 4. Толстостенная трубка 9 предназначена для прокладки шнура инициирования 10 к боевику 8 заряда взрывчатки 7. Устье скважины над пробкой 5 заполняют штатной забойкой 6. Благодаря использованию резиновой пробки 5 при взрыве заряда осуществляется “запирание” продуктов детонации в скважине. Применение пробки с анкерным устрой-

ством позволяет регулировать плотность ее соприкосновения со стенками скважины. При этом сопротивление сил трения пробки по стенкам скважины выталкивающему воздействию продуктов детонации изменяется и тем самым осуществляется управление скоростью вылета забойки из скважины.

Скорость вылета забойки из скважины зависит от усилия продуктов детонации (S), действующих на торец забойки, массы штатной забойки (M_3) и массы пробки (M_n), а так же от интенсивности сил внутреннего трения уплотненного взрывом забоечного материала (τ_{cp}) и трения резиновой пробки о стенки скважины (τ_n).

В результате, скорость вылета забойки из скважины может быть представлена функцией

$$g_3 = f(S, \sum M, \sum \tau_{тр}) = f(S, M_3 + M_n, \tau_{cp} + \tau_n). \quad (3.16)$$

Для выяснения характера математической зависимости между величинами $g_3, M, \tau_{тр}$ воспользуемся методом размерности [85]. Представим зависимость (3.16) в виде уравнения:

$$g_3 = K S^x M^y \tau_{тр}^z, \quad (3.17)$$

где K – безразмерный коэффициент пропорциональности; x, y, z – неизвестные показатели степени.

Выразим входящие в уравнение (3.17) величины через их размерности:

$$\begin{aligned} [g_3] &= [M/c] = LT^{-1}; \\ [S] &= [H] = [F]; \\ [M] &= [Hc^2/m^2] = [FL^{-1}T^2]; \\ [\tau_{тр}] &= [H/m^2] = [FL^{-2}]. \end{aligned}$$

В этом случае выражение (3.17) в параметрах размерностей его членов примет вид:

$$[LT^{-1}] = [F]^x [FL^{-1}T^2]^y [FL^{-2}]^z = [F^{x+y+z}] [L^{-y-2z}] [T^{2y}].$$

Приравняем показатели степени при одноименных размерностях в левой и правой частях выражения:

$$\begin{aligned} \text{при } L & 1 = -y - 2z; \\ \text{при } T & -1 = 2y; \\ \text{при } F & 0 = x + y + z. \end{aligned}$$

$$\text{Откуда находим: } x = \frac{3}{4}; y = -\frac{1}{2}; z = -\frac{1}{4}.$$

Таким образом, выражение (3.21) с учетом (3.20) примет вид:

$$g_3 = \frac{K}{\sqrt{M_3 + M_n}} \sqrt[4]{\frac{S^3}{\tau_{cp} + \tau_n}}. \quad (3.18)$$

Выражение (3.18) определяет зависимость скорости вылета забойки из скважины от параметров скважинных зарядов. Коэффициент K определяется экспериментальным путем и учитывает для конкретных условий крепость и трещиноватость разрушаемого массива, тип взрывчатого вещества, конструкцию забойки и др. Масса штатной забойки в процессе вылета из скважины является величиной переменной, но из-за кратковременности взрыва ее можно считать величиной постоянной и равной половине своего максимального значения. Выталкивающая сила продуктов детонации является величиной постоянной для конкретной конструкции заряда. Силы внутреннего трения забоечного материала при неизменной конструкции забойки не изменяются, а сила трения пробки о стенки скважины является регулируемым параметром.

Конструкция предложенной забойки скважинных зарядов, которая предусматривает дополнительно к штатной забойке использование резиновой пробки с анкерным устройством, позволяет регулировать величину суммарного сопротивления сил трения забойки выталкивающему усилию продуктов детонации. Этим обеспечивается возможность задержки взрывных газов в скважине до начала разрушения массива и сдвижения пород. При этом энергия взрыва наиболее полно используется на разрушение горных пород, а скорость выброса продуктов детонации и забойки снижается. Высота подъема ПГО и его объем уменьшаются из-за снижения начальной скорости его движения. Это позволит локализовать выброс на меньшей территории вокруг эпицентра, но при этом снизить загрязнение за пределами санитарно-защитной зоны карьера

3.4. Оценка снижения экологической нагрузки на прилегающие территории за счет оптимизации параметров скважинных зарядов

Ранее было установлено, что путем определения оптимальных параметров скважинных зарядов при массовых взрывах в карьерах высоту выброса первичного пылевого облака продуктами детонации ВВ можно снизить на 20-30 м. Так, в рассмотренном в предыдущем разделе числовом примере для мощности взрыва 500 т, при оптимальном значении параметров скважинных зарядов высота выброса первичного пылевого облака составила 84,6 м вместо 120 м. В результате, высота пылевого облака в месте выноса его из карьера под действием ветра также будет меньше. Для осаждения пылевых частиц из облака под действием сил гравитации потребуется меньше времени и поэтому при ранее принятой средней скорости ветра они будут рассеяны на меньшем расстоянии, а значит и на меньшей площади прилегающих к карьере территорий.

Проведем расчет площади рассеивания пылевого облака для массового взрыва мощностью 500 т при оптимальных параметрах скважинных зарядов. Скорость ветра примем прежней – 5 м/с.

Исходные данные для расчета примем те же, что и в разделе 2:

Глубина карьера – 300 м.

Угол откоса наветренного борта – 30°.

Высота первичного пылевого облака относительно дна карьера – 84,6 м.

Скорость ветра – 5 м/с.

Угол границы φ_1 с плоскостью земной поверхности – 40° [45].

Плотность вещества железорудной пыли – 4000 кг/м³.

Максимальный диаметр частиц железорудной пыли, выносимой из карьера при этих условиях – 75,7 мкм.

Из выражения (2.47) находим высоту пылевого облака относительно земной поверхности при выносе его из карьера:

$$h_3 = \frac{84,6}{1 + \operatorname{tg}30\operatorname{tg}(90 - 40)} = \frac{84,6}{1 + 0,57 \cdot 1,19} = 50,4 \text{ м}$$

Далее из выражений (2.48), (2.49) с использованием данных табл. 2.10 находим время осаждения фракций пыли с этой высоты и расстояние их рассеивания при принятой скорости ветра. Результаты расчетов сводим в табл. 3.7.

Для оценки снижения дальности рассеивания пылевых частиц сравним дальность рассеивания каждой фракции пыли до проведения работ по оптимизации параметров скважинных зарядов и после их проведения. Результаты расчетов сводим в табл. 3.8.

Таблица 3.7 – Результаты расчетов рассеивания пыли при оптимальных параметрах скважинных зарядов

Показатели	Диаметр пылевых частиц, мкм						
	1	3	7	13	23	38	73
$g_{oc}, \text{м/с}$	0,00012	0,00108	0,00587	0,0202	0,0633	0,1728	0,6379
$t_{oc}, \text{с}$	420000	46666,7	8586,0	2495,0	796,2	291,7	79,0
$L_p, \text{км}$	525,0	58,3	10,7	3,1	1,0	0,36	0,10
$B_p, \text{км}$	64,9	7,7	3,0	2,2	2,0	1,94	1,91
$S_p, \text{км}^2$	17535,0	279,8	26,2	6,4	1,95	0,69	0,19

Согласно данным таблиц, относительное снижение дальности рассеивания для каждой фракции частиц пылевого облака после оптимизации параметров скважинных зарядов составило около 29%, а площадь рассеивания тонкодисперсной пыли с диаметром частиц 1 мкм снизилась в 1,64 раза. Наглядно снижения дальности рассеивания представлено на рис. 3.6.

Таблица 3.8 – Показатели снижения дальности рассеивания пылевых частиц

Показатели	Диаметр пылевых частиц, мкм						
	1	3	7	13	23	38	73
$L_p, \text{км, до оптимизации}$	739,6	82,2	15,1	4,4	1,4	0,5	0,14
$L_p, \text{км, после оптимизации}$	525,0	58,3	10,7	3,1	1,0	0,36	0,10
$S_p, \text{км}^2, \text{ до оптимизации}$	28770,4	489,1	40,0	9,2	2,8	0,96	0,27
$S_p, \text{км}^2, \text{ после оптимизации}$	17535,0	279,8	26,2	6,4	1,95	0,69	0,19

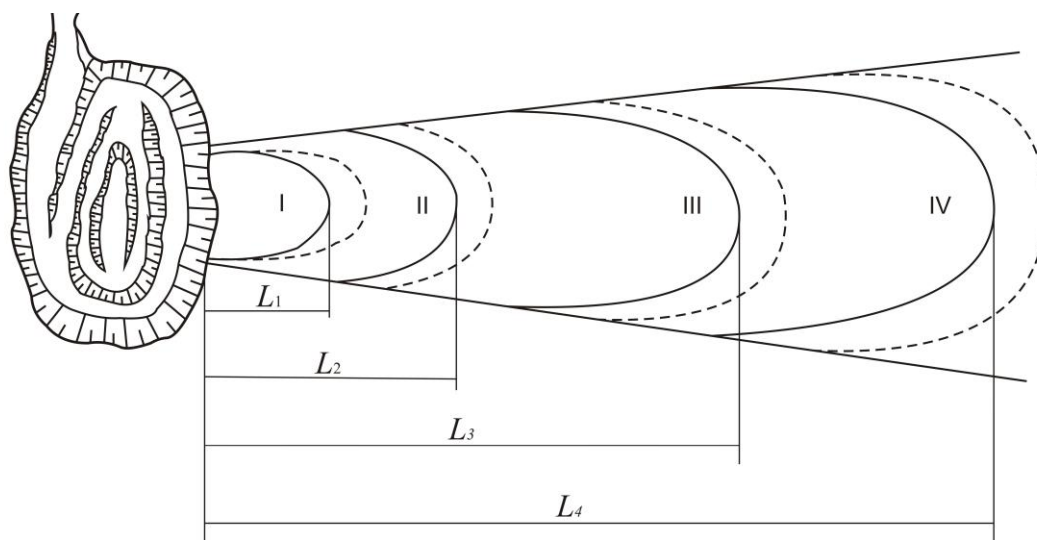


Рисунок 3.6 – Схема снижения дальности рассеивания пылевого облака после выполнения работ по оптимизации параметров скважинных зарядов.

Расчет параметров рассеивания пылевого облака проводился для одного массового взрыва с некоторыми допущениями, приведенными выше. В связи с изменением направления ветра в течение более продолжительного промежутка времени зона рассеивания пыли представляет собой круг, радиус которого равен дальности рассеивания и в центре которого находится карьер.

3.5. Выводы

1. Для повышения уровня экологической безопасности путем снижения высоты выброса пылевого облака разработана математическая модель управления качеством массового взрыва путем изменения параметров скважинных зарядов, которая основана на данных промышленного эксперимента в горно-геологических условиях конкретного карьера. При этом массовый взрыв рассматривается как объект управления. В качестве входных параметров управления приняты: диаметр буровых скважин, удельный заряд ВВ и соотношение длины забойки и взрывчатки в скважине. В качестве выходных, – средний размер кусков взорванной горной массы и высота выброса первичного пылегазового облака.

2. Для оценки экологического и технологического качества массового взрыва в карьере предложен безразмерный показатель в виде суммы относительных отклонений значений высота подъема пылегазового облака и среднего размера кусков горной массы после разрушения взрывом от их нормируемых (планируемых) значений. Предложенный показатель является критерием оптимальных (рациональных) значений параметров скважинных зарядов.

3. Проведенные исследования по определению оптимальных параметров скважинных зарядов показали, что за счет снижения высоты выбросов пылевого облака дальность рассеивания пылевых частиц различных фракций и облака в целом может быть уменьшена на величину до 30%.

3. Конструкция предложенной забойки скважинных зарядов, которая предусматривает дополнительно к штатной забойке использование резиновой пробки с анкерным устройством, позволяет регулировать величину суммарного сопротивления сил трения забойки выталкивающему усилию продуктов детонации. Этим обеспечивается возможность задержки взрывных газов в скважине до начала разрушения массива и сдвижения пород. Высота подъема пылегазового облака и его объем уменьшаются из-за снижения начальной скорости его движения, что позволит локализовать выброс на меньшей площади и снизить загрязнение прилегающих территорий при его рассеивании.

ГЛАВА 4 СНИЖЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ В КАРЬЕРЕ НА ОСНОВЕ ГИДРООРОШЕНИЯ ПЫЛЕВОГО ОБЛАКА

4.1. Расчет параметров орошения пылевого облака

Наиболее широко распространенным методом пылеподавления является орошение запыленной атмосферы в месте образования пылевого облака. При этом основным параметром орошения является эффективность пылеподавления, которая в общем случае определяется способностью улавливания пылевых частиц диспергированной водой [66, 86, 87]. При совместном движении капель жидкости и твердых частиц на пылинку действуют силы тяжести и инерции, а также аэродинамические силы. При сближении пылинки с каплей на расстояние 3-4 радиусов последней начинают действовать электростатические силы, а для мелких пылинок (менее 5 мкм) при небольших скоростях движения проявляются диффузионные силы.

Для эффективного улавливания витающих частиц диспергированной жидкостью необходимо выполнение четырех последовательных стадий:

- встреча пылинки с каплей на пути своего движения;
- соприкосновение пылинки с каплей;
- смачивание и захват пылинки каплей;
- соединение капли с уловленными пылинками.

Первая стадия процесса гидрообеспыливания орошением происходит при сближении (встрече) капли с частицей пыли до расстояний, на которых начинают действовать молекулярные силы (80 нм). На этой стадии на пылинку действуют инерционные, электростатические и аэродинамические силы.

Вторая стадия предполагает соприкосновение пылинки с каплей до возникновения прочного контакта между ними. В противном случае пылинка за счет эффекта аэродинамического и молекулярного обтекания отрывается от капли. Основное влияние при этом оказывают адгезионные, инерционные и молекулярные силы.

Процесс смачивания и захвата пылинки каплей характеризует третью стадию процесса. На этой стадии основную роль играют силы адгезии и инерции, а захват осуществляется в основном под действием силы гравитации частицы.

Четвертая стадия определяет оседание образовавшихся конгломератов пыль-капля за счет сил гравитации согласно закону Стокса.

Все эти процессы комплексно учитывает суммарный коэффициент захвата пылевой частицы сферической каплей жидкости, который может быть определен как отношение числа частиц пыли, соударяющихся с каплей жидкости, к числу частиц, которые соударялись бы, если линии тока не отклонялись бы каплей (рис. 4.1). На эффективность захвата каплей частиц пыли влияют три фактора: 1 – поле течения или распределение скоростей течения среды вблизи капли; 2 – траектория частицы, зависящая от ее массы, сопротивления среды ее движению, размера и скорости осаждения капли жидкости; 3 – прилипаемость частиц к капле.

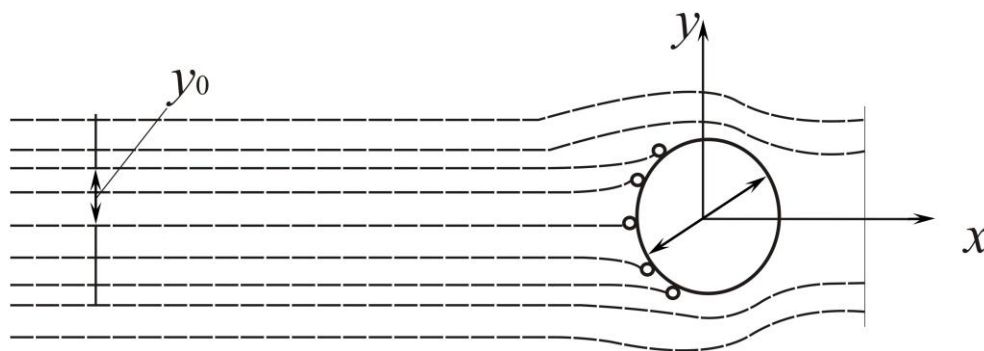


Рисунок 4.1 – Линии тока воздуха и траектории частиц при обтекании капли

Суммарный коэффициент захвата представляет собой комплексный параметр, определяемый механизмом взаимодействия капель с частицей пыли и прочностью захвата. В большинстве работ [7, 48, 58, 86, 87], посвященных анализу орошения, предполагается, что поток воздуха стационарен относительно капли, массовая концентрация пыли не влияет на движение воздуха и на движение каждой из частиц, размер капель много больше размера частиц пыли, форма частиц сферическая и т.д.

Скорость движения капель жидкости в процессе орошения облака обусловлена силами гравитации и зависит от их диаметра. При движении капель воды в гравитационном поле их скорость отличается от скорости осаждения пылевых частиц, начиная с размера капель $r \geq 0,4$ мм [58]. С увеличением размера капли растет скорость ее падения. При $r > 2$ мм увеличение скорости прекращается из-за деформации капель, которая при $r = 2,5-3$ мм приводит к их разрыву.

Расстояние между пылевыми частицами в пылевом облаке можно определить по формуле, предложенной в работе [58]:

$$l_{cp} = 0,8d(\rho_c / C)^{1/3}, \quad (4.1)$$

где l_{cp} – среднее расстояние между частицами в аэрозолях, мкм; d – диаметр частиц, мкм; ρ_c – плотность частиц, кг/м³; C – массовая концентрация, кг/м³.

Установлено, что расстояние между аэрозольными частицами значительно больше их размера. Поэтому процесс движения каждой частицы в первом приближении можно считать независимым.

Эффективность осаждения частиц на каплях жидкости (кинематическая коагуляция), прежде всего, зависит от величины их относительной скорости движения:

$$\omega = \vartheta_k - \vartheta_o,$$

где ϑ_o – скорость осаждения пылевой частицы, м/с. В этом случае число пылевых частиц, захваченных одной каплей в 1с можно определить по формуле [48]:

$$Q = \frac{1}{4} n \pi d_k^2 \omega \eta_\Sigma, \quad (4.2)$$

где n – счетная концентрация пылевых частиц в облаке, $1/\text{м}^3$; η_Σ – суммарный коэффициент захвата частиц сферической каплей.

Эффективность улавливания аэрозолей, согласно расчетам Фукса [59], прежде всего, определяется размером частиц. В случае малых относительных скоростей для частиц малых размеров (1-2 мкм), – чем крупнее капли, тем выше эффективность улавливания. Захват частиц каплями зависит от нескольких факторов. Здесь наряду с динамическим взаимодействием действует градиентная коагуляция. Выделим элемент пылегазового облака размером dl db dh (рис. 4.2).

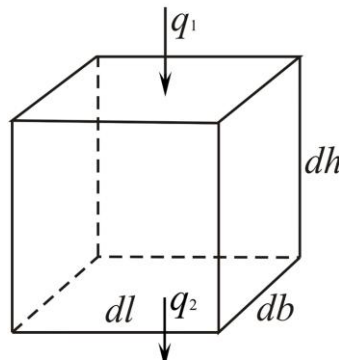


Рисунок 4.2 – Элементарный объем запыленного воздуха

На верхнюю грань поступает поток капель, объемный расход которого равен:

$$V_{ж} = \alpha \mathcal{G}(dl db), \quad (4.3)$$

где α – доля выделенного объема, занимаемого каплями; \mathcal{G} – скорость движения капель, м/с.

На эту же грань поступают частицы пыли. Если массовая концентрация пыли на входе в выделенный объем равна C , $\text{мг}/\text{м}^3$, то поток пыли на входе q_1 , $\text{мг}/\text{с}$, составит

$$q_1 = u(dl db)C, \quad (4.4)$$

где u – скорость частиц пыли, м/с.

На выходе из элементарного объема газ будет содержать $C - dC$ $\text{мг}/\text{м}^3$ пыли, а поток пыли q_2 в $\text{мг}/\text{м}^3$ составит соответственно

$$q_2 = u(dl db)(C - dC), \quad (4.5)$$

где dC – часть потока пыли, захваченная каплями жидкости, $\text{мг}/\text{с}$.

Осаждение частиц пыли на каплях происходит с относительной скоростью $\omega = u - \mathcal{G}$. Согласно [48], на одной капле диаметром d_k при эффективности захвата η_Σ осаждаются частиц массой – $C \omega \pi d_k^2 \alpha \eta_\Sigma / 4$. Всего в выделенном объеме находится капель

$$\frac{6(dldb dh)\alpha}{\pi d_k^3}. \quad (4.6)$$

Таким образом, в единицу времени на каплях задержится пыли:

$$q_3 = \frac{6\pi d_k^2 \alpha \omega C \eta_\Sigma}{4\pi d_k^3} (dldb dh) = \frac{3}{2} \frac{\alpha \omega C \eta_\Sigma}{d_k} (dldb dh). \quad (4.7)$$

Запишем уравнение баланса пыли для элементарного объема

$$q_1 - q_2 - q_3 = 0.$$

После подстановки в это выражение значений пылевых потоков для выделенного объема получим:

$$u(dldb)C - u(dldb)(C - dC) - \frac{3}{2} \frac{\alpha \omega C \eta_\Sigma}{d_k} (dldb dh) = 0 \quad (4.8)$$

После сокращений получим:

$$\frac{dC}{C} = \frac{3}{2} \frac{\alpha \eta_\Sigma}{d_k} \frac{\omega}{u} dh. \quad (4.9)$$

Введем показатель орошения облака m , $\text{м}^3/\text{м}^3$, как отношение объемных расходов жидкости и пыли:

$$m = \frac{V_{ж}}{V_ч} = \frac{\alpha \mathcal{G} dldb}{u dldb} = \frac{\alpha \mathcal{G}}{u},$$

то есть $mu = \alpha \mathcal{G}$, или $\frac{\alpha}{u} = \frac{m}{\mathcal{G}}$, откуда $\frac{\alpha \omega}{u} = m \frac{\omega}{\mathcal{G}}$.

С учетом этого выражение (4.9) примет вид:

$$\frac{dC}{C} = \frac{3}{2} \frac{\eta_\Sigma}{d_k} \frac{\alpha \omega}{u} dh = \frac{3}{2} m \frac{\omega}{\mathcal{G}} \frac{\eta_\Sigma}{d_k} dh \quad (4.10)$$

После интегрирования (4.10) по всей высоте пылевого облака эффективность пылеулавливания η каплями жидкости примет вид:

$$\eta = 1 - \exp\left(-\frac{3}{2} m \frac{\omega}{\mathcal{G}} \frac{H}{d_k} \eta_\Sigma\right). \quad (4.11)$$

Согласно (4.11), эффективность пылеулавливания повышается при увеличении суммарного коэффициента захвата частиц сферической каплей η_Σ , высоты контакта жидкости с облаком H , относительной скорости движения капли и пылевой частицы ω , показателя орошения пыли m .

Техническими методами можно повышать эффективность пылеулавливания за счет повышения суммарного коэффициента захвата пылевых частиц сферической каплей и показателя орошения пыли, который определяется возможностями средств доставки жидкости. Остальные параметры в выражении (4.11) обусловлены технологией разрушения горного массива и аэродинамическими параметрами атмосферного воздуха.

При инерционном осаждении частиц пыли на капле коэффициент захвата η_{Σ} зависит от числа Стокса (K) и режима течения воздуха, обтекающего каплю. Критическое значение K , при котором частицы пыли начинают захватываться каплей при потенциальном течении, равно $1/12$ [59], то есть $\eta_{\Sigma} = 0$, если $K < \frac{1}{12}$.

При возрастании числа Стокса для расчета коэффициента захвата Ленгмюром предложены следующие формулы:

$$\begin{aligned} a) \eta_{\Sigma} &= 0 && \text{если } K < 0,083; \\ б) \eta_{\Sigma} &= K^2 / (K + 0,5)^2; && \text{если } K > 0,2; \\ в) \eta_{\Sigma} &= [1 + 0,75 \ln 2K / (K - 1,214)]^{-2}; && \text{если } K > 1,214. \end{aligned} \quad (4.12)$$

Приведенные формулы позволяют рассчитать коэффициент захвата частиц пыли каплями при орошении. Для этого необходимо определить значения числа Стокса по выражению [48]:

$$K = \frac{\rho_q g \omega d_i^2}{18 \mu d_k}, \quad (4.13)$$

где ρ_q – плотность пылевой частицы, кг/м³; ω – относительная скорость капли, м/с; d_i – диаметр частиц i -ой фракции, м; d_k – диаметр капель, м.

Относительная скорость движения капли составит

$$\omega = u - \mathcal{G},$$

где u – скорость осаждения капли, м/с; \mathcal{G} – скорость осаждения частицы, м/с.

Расчеты коэффициента захвата частиц пыли каплями при орошении начнем с определения скорости оседания капель жидкости для фиксированных диаметров капель: 20; 50; 100; 300; 600; 1000; 1500; 2000; 2500 мкм. В неподвижном воздухе капля при свободном падении быстро достигает такой постоянной скорости, при которой аэродинамическое сопротивление, действующее на каплю, становится равным ее весу. Если пренебречь значением плотности воздуха и влиянием инерции воздуха, вытесненного частицей пыли, то скорость осаждения шаровидной капли можно вычислить по закону Стокса [58]:

$$u = \frac{\rho g d_k^2}{18 \mu},$$

где ρ – плотность капли, кг/м³; d_k – диаметр капли, м; $\mu = 181,9 \cdot 10^{-7}$ Н·с/м² – динамическая вязкость воздуха.

Для выбранных диаметров капель результаты расчетов скорости их осаждения с учетом методики, предложенной в разделе 2.3, приведены в табл. 4.1.

По этой же методике рассчитаем скорость осаждения частиц пылевого облака. Расчеты проводим для средних значений диаметров частиц монодисперсных пылевых облаков. Результаты расчетов приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.1 – Скорость осаждения капель воды

Диаметр капель, м	Скорость осажде- ния по Сток- су, $u = \frac{g\rho d_k^2}{18\mu}$, м/с	Число Рей- нольдса $Re = \frac{\rho_0 u d_k}{\mu}$	Число Архимеда $Ar = \frac{d_k^3 \rho_0^2 (\rho - \rho_0) g}{\mu^2}$	Число Re для надстоксовых частиц $Re = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}$	U, м/с, Для надсток- совских частиц $u = \frac{Re\mu}{\rho_0 d_k}$
$20 \cdot 10^{-6}$	0,012	$0,016 < 1$	-	-	-
$50 \cdot 10^{-6}$	0,075	$0,25 < 1$	-	-	-
$100 \cdot 10^{-6}$	0,299	$1,07 > 1$	42,6	0,968	0,147
$300 \cdot 10^{-6}$	2,69	$5,32 > 1$	1150,2	29,73	1,50
$600 \cdot 10^{-6}$	10,76	$42,6 > 1$	9201,6	158,29	4,00
$1000 \cdot 10^{-6}$	29,90	$197,0 > 1$	42600,0	284,19	4,31
$1500 \cdot 10^{-6}$	67,28	$665,0 > 1$	143775,0	576,97	6,04
$2000 \cdot 10^{-6}$	119,60	$1576,3 > 1$	340800,0	926,59	7,03
$2500 \cdot 10^{-6}$	186,87	$3078,8 > 1$	665625,0	1290,57	7,83

Таблица 4.2 – Скорость осаждения частиц среднего диаметра

Пока- затели	Величина скорости оседания для пылевых частиц разных размеров						
	1	3	7	13	23	38	73
$g_{oc}, м/с$	0,00012	0,00108	0,00587	0,0202	0,0633	0,173	0,638

По выражению (4.13) вычисляем значение числа Стокса при орошении частиц пыли диаметром 1; 3; 7; 13; 23; 38; и 73 мкм для принятых значений диаметров капель воды. Результаты расчетов сводим в табл. 4.3.

Таблица 4.3 – Значения числа Стокса для частиц пыли среднего диаметра при исследуемых диаметрах капель воды

Диаметр частиц, мкм		Диаметр капель воды, мкм								
		20	50	100	300	600	1000	1500	2000	2500
1	ω	0,012	0,075	0,147	1,50	4,00	4,31	6,04	7,03	7,83
	К	0,160	0,402	0,397	1,35	1,79	1,16	1,15	0,95	0,84
3	ω	0,011	0,074	0,146	1,50	4,00	4,31	6,04	7,03	7,83
	К	0,593	1,595	1,574	5,390	7,187	4,646	4,341	3,789	3,376
7	ω	0,006	0,069	0,141	1,49	3,99	4,30	6,03	7,02	7,82
	К	3,96	18,20	20,83	83,55	87,70	56,73	53,03	46,30	41,30
13	ω	-	0,055	0,127	1,48	3,98	4,29	6,02	7,01	7,81
	К	-	22,27	25,71	99,86	134,28	86,84	81,24	70,95	63,24
23	ω	-	0,012	0,084	1,437	3,94	4,25	5,98	6,97	7,77
	К	-	15,21	53,23	304,15	416,09	269,30	252,61	220,82	196,93
38	ω	-	-	-	1,33	3,83	4,14	5,87	6,86	7,66
	К	-	-	-	776,8	1104,1	716,1	676,9	593,3	530,0
73	ω	-	-	-	0,86	3,36	3,67	5,40	6,39	7,19
	К	-	-	-	1829,8	3574,5	2342,6	2297,9	2039,4	1835,8

Теперь имеются все исходные данные для вычисления суммарного коэффициента захвата η_{Σ} для частиц пыли среднего диаметра при изменении диаметра капель воды в исследуемом диапазоне. Расчет значений суммарного коэффициента захвата осуществляем по выражению (4.12) и его результаты приводим в табл. 4.4.

Таблица 4.4 – Значения суммарного коэффициента захвата пылевых частиц среднего диаметра для исследуемых диаметров водяных капель

Диаметр пылевых частиц, мкм	Значения суммарного коэффициента захвата для разных диаметров капель, мкм								
	20	50	100	300	600	1000	1500	2000	2500
1	0,059	0,199	0,196	0,024	0,141	0,488	0,486	0,429	0,393
3	0,294	0,093	0,087	0,491	0,561	0,452	0,434	0,396	0,361
7	0,408	0,745	0,765	0,912	0,916	0,883	0,878	0,865	0,853
13	-	0,784	0,795	0,924	0,941	0,916	0,910	0,908	0,892
23	-	0,815	0,878	0,969	0,976	0,965	0,963	0,959	0,956
38	-	-	-	0,986	0,990	0,984	0,983	0,982	0,980
73	-	-	-	0,993	0,996	0,995	0,994	0,994	0,993

На рис. 4.3 представлены зависимости значений суммарного коэффициента захвата η_{Σ} для частиц железорудной пыли исследуемых диаметров для различных диаметров капель воды.

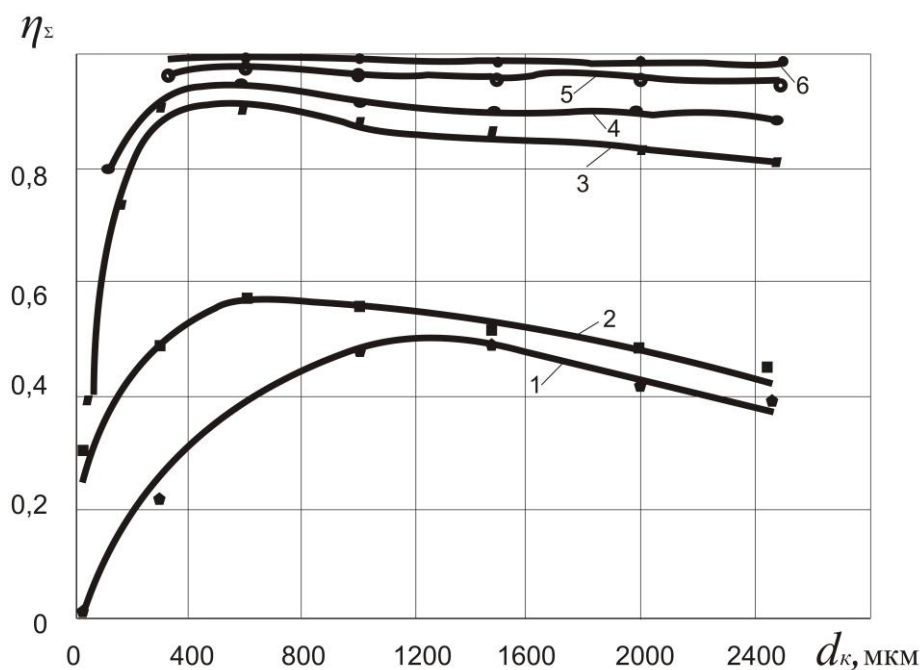


Рисунок 4.3 – Зависимость суммарного коэффициента захвата частиц железорудной пыли от их диаметра (1 – 1 мкм; 2 – 3 мкм; 3 – 7 мкм; 4 – 13 мкм; 5 – 23 мкм; 6 – 38; 73 мкм) для исследуемых капель воды

Следующим этапом проводимых исследований является определение необходимого количества воды для достижения эффективной очистки пылегазового облака от пыли при его орошении. Для этого из выражения (4.11) найдем значение показателя орошения пылегазового облака:

$$m = \ln \frac{1}{1-\eta} \left(\frac{3}{2} \frac{\omega}{g} \frac{H}{d_k} \eta_{\Sigma} \right)^{-1}, \quad (4.14)$$

где $m = \frac{V_{\text{жс}}}{V_{\text{ПГО}}}$ - показатель орошения пылегазового облака. Здесь $V_{\text{жс}}$ - необходимый объем воды для орошения облака, м³; $V_{\text{ПГО}}$ - объем пылегазового облака, м³.

$\eta = \frac{\Delta C}{C}$ - эффективность пылеулавливания пыли каплями воды при орошении облака. Здесь ΔC - часть концентрации пыли, которая подавлена за счет орошения облака, мг/м³; C - начальная концентрация пыли в облаке, мг/м³.

Остальные параметры в выражении (4.14) для массового взрыва могут быть рассчитаны по выражениям, полученным ранее. При этом оптимальным диаметром капель воды можно считать $d_k = 1000-1500$ мкм (1,0-1,5мм), так как в этом случае суммарный коэффициент захвата мелкодисперсной (респирабельной) будет максимальным.

Далее рассчитаем необходимый показатель орошения облака для заданных значений эффективности пылеулавливания. Затем для известного объема пылегазового облака можно рассчитать необходимый объем воды для орошения облака.

Проиллюстрируем предложенную методику на конкретном примере. Расчет необходимого количества воды для орошения пылегазового облака при массовом взрыве мощностью 500т. При расчете используем ранее полученные исходные данные:

- диаметр капель разбрызгиваемой из вертолета воды $d_k = 1000 \cdot 10^{-6}$ м;
- суммарный коэффициент захвата пылевых частиц $\eta_{\Sigma} = 0,488$;
- объем пылегазового облака $V_{\text{ПГО}} = V \cdot L \cdot H = 18 \cdot 1900 \cdot 100 = 3420000$ м³;
- средняя концентрация пыли в облаке $C = 1400$ мг/м³;
- скорость осаждения тонкодисперсной пыли $u = 0,00012$ м/с;
- скорость осаждения капель воды $g = 4,31$ м/с;
- относительная скорость движения капель воды $\omega = 4,31$ м/с.

Зададимся рядом значений эффективности улавливания пыли каплями воды η от 0,1 до 0,9. Далее по выражению (4.14) для этих значений эффективности пылеулавливания рассчитываем необходимый показатель орошения пылевого облака m . Результаты расчетов сводим в табл. 4.5.

По этим данным, исходя из определения показателя орошения облака, объем воды для орошения облака определится как $V_{\text{жс}} = m \cdot V_{\text{ПГО}}$. Более информативным показателем является удельный расход воды для достижения желаемой эффективности пылеподавления $V_{\text{уд}}$, кг/кг. Он может быть определен как частное от деления требуемого расхода воды на общий выброс тонкодисперсной пыли при массовом взрыве. Результаты расчетов сводим в табл.4.6.

Таблица 4.5 – Зависимость требуемого показателя орошения облака от эффективности пылеулавливания

η	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$m \cdot 10^6$	0,00143	0,00305	0,0049	0,00698	0,00947	0,0125	0,0164	0,022	0,0315

Таблица 4.6 – Требуемый объем воды для орошения облака при принятых значениях эффективности пылеулавливания

η	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$V_{ж}, M^3$	4,89	10,43	16,76	23,87	32,39	42,75	56,09	75,24	107,73
$V_{уд}, кг/кг$	0,130	0,278	0,447	0,637	0,865	1,141	1,497	2,010	2,875

На рис.4.4 представлена зависимость требуемого удельного расхода воды для подавления тонкодисперсной пыли при массовом взрыве мощностью 500 т украинита при различных значениях эффективности пылеулавливания, которая описывается аналитическим выражением $V_{уд} = 0,1291^{3,5534\eta}$.

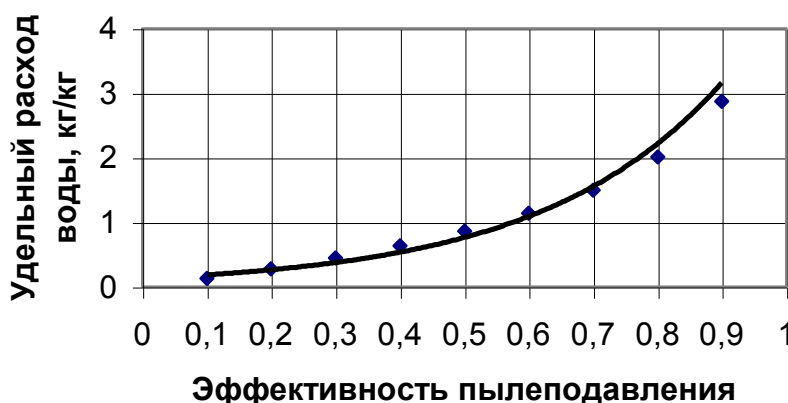


Рисунок 4.4 – Требуемый расход воды для подавления тонкодисперсной пыли при различных значениях эффективности пылеулавливания

Уменьшить расход воды можно путем повышения коэффициента захвата пылевых частиц при добавлении в воду для орошения поверхностно активных веществ (ПАВ). Но решение этих задач в программу приведенных исследований не входило. Для этих же целей можно провести исследования по уменьшению расхода воды путем уменьшения диаметра капель разбрызгиваемой с вертолета жидкости.

Для уменьшения расхода жидкости можно предварительно с помощью вертолетов увлажнить поверхность и увлажнить карьерное пространство над взрываемым блоком [88]. Эта мера с одной стороны понизит температуру атмосферного воздуха над блоком, что приведет к уменьшению высоты подъема ПГО по тепловому фактору, а следовательно и его объема. С другой стороны во влажной атмосфере повысится коэффициент захвата влажных пылевых частиц каплями воды.

4.2. Экспериментальное определение суммарного коэффициента захвата аэрозольных частиц железорудной пыли каплями воды

Для физического моделирования распределения частиц в пылевом облаке, которое образуется после массового взрыва в карьере, с последующей оценкой эффективности его орошения, предложено использовать сепаратор частиц пыли в восходящем потоке [89]. Подобие процессов образования облака после взрыва и сепарации частиц в восходящем потоке заключается в том, что в обоих случаях наибольшей высоты подъема достигают самые мелкие частицы. Высота же подъема более крупных частиц уменьшается пропорционально их размеру и массе. Отличительной особенностью процесса сепарации в восходящем потоке является то, что он носит стационарный характер и зависит только от расхода воздуха через камеру сепарации, в то время как при взрыве сепарация длится считанные секунды.

Для последующих исследований эффективности взаимодействия пылевых частиц и капель воды, с учетом рекомендаций в работе [89] относительно воздушного сепаратора частиц пыли, была собрана установка, схема которой представлена на рис. 4.5.

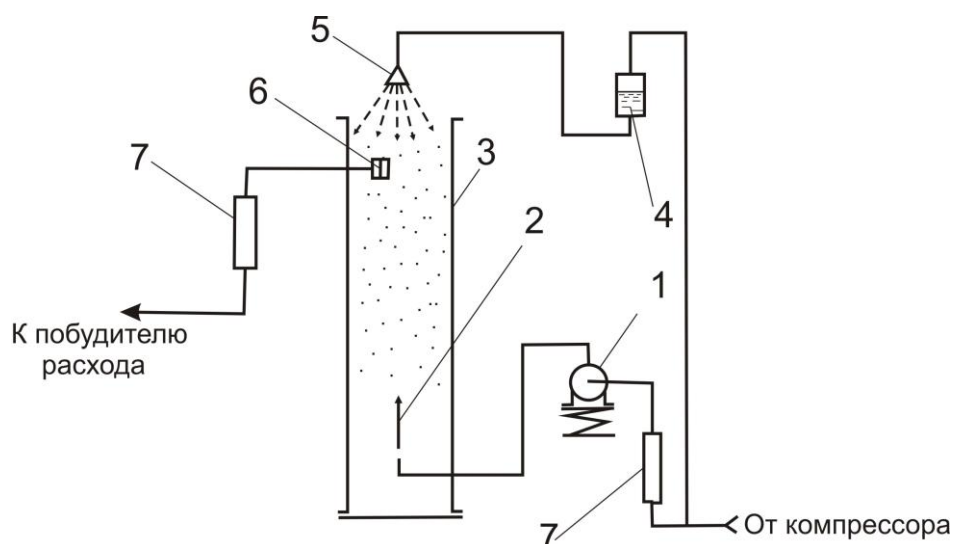


Рисунок 4.5 – Схема установки воздушной сепарации частиц пыли в воздушном потоке: 1 – вибрационный пылеподатчик; 2 – подаваемый аэрозоль; 3 – камера в виде цилиндрической трубы; 4 – дозатор подачи воды; 5 – гидрофорсунка; 6 – патрон с аэрозольным фильтром; 7 – ротаметр.

Установка работает следующим образом.

Из вибрационного пылеподатчика 1 под действием потока воздуха от компрессора аэрозоль 2 поступает в камеру воздушной сепарации 3, где происходит естественное распределение частиц пыли по высоте, пропорционально скорости их оседания (витания) [59]. Камера воздушной сепарации представляет собой вертикальную цилиндрическую трубу диаметром 0,3 м и длиной 2 м.

Массовая концентрация пыли контролировалась весовым методом путем отбора проб на аэрозольный фильтр 6. С помощью ротаметров 7 осуществлялось измерение расхода воздуха через камеру 3 и аэрозольный фильтр 6. Для

орошения пылевого облака в камере использовалась вода, которая из дозатора 4 под действием давления воздуха от компрессора поступает в гидрофорсунку 5 для гидроорошения пыли.

Программой исследований предусматривается экспериментальная проверка значения коэффициента захвата каплями воды диаметром 1,5 мм пылевых частиц железорудной пыли диаметром 1 мкм. Ранее расчетным путем была установлена скорость витания (оседания) железорудной пыли ($\rho_v = 4000 \text{ кг/м}^3$) с диаметром частиц, равным 1 мкм. Она составляет 0,00012 м/с. Эта скорость в трубе будет иметь место при объемном расходе:

$$Q = \mathcal{G}S = \frac{\mathcal{G}\pi d^2}{4},$$

где Q – объемный расход воздуха в воздушном сепараторе, $\text{м}^3/\text{с}$; $\mathcal{G} = 0,00012 \text{ м/с}$ – скорость витания пылевых частиц; $d = 0,3 \text{ м}$ – диаметр воздушного сепаратора.

После вычислений устанавливаем, что для выполнения поставленной задачи, необходимо в сепараторе обеспечить расход воздуха 0,00000848 $\text{м}^3/\text{с}$. Поскольку такой расход воздуха в эксперименте предусматривается измерять с помощью ротаметра, шкала которого градуирована в л/мин, то в этих единицах необходимый расход воздуха составляет 0,51 л/мин.

Для получения железорудной пыли с исследуемыми диаметрами частиц был использован вибрационный пылеподатчик, который представляет собой толстостенную цилиндрическую емкость с герметично закрывающейся посредством резьбового соединения крышкой. Пылеподатчик имеет два патрубка – входной, который размещен по центру крышки, и выходной в верхней части.

Пылеподатчик жестко закреплен на площадке с упругой подвеской. На этой же площадке закреплен электродвигатель, на валу которого эксцентрично закреплен груз массой 50 грамм. В пылеподатчик загрузится железная руда массой 0,5 кг. При работе электродвигателя площадка с закрепленным оборудованием вибрирует с амплитудой до 1 см и вследствие этого руда в камере пылеподатчика измельчатся за счет трения кусочков руды между собой и о стенки камеры. Входной патрубков пылеподатчика соединен резиновой трубкой через ротаметр со стационарным компрессором. Необходимый расход воздуха регулируется дросселем на компрессоре. С выходного патрубка пылеподатчика по резиновой трубке запыленный воздух подается в нижнюю часть вертикальной камеры воздушной сепарации. Для исключения возможности возникновения естественной тяги в камере воздушной сепарации основание трубы закрывалось герметичной крышкой.

Всасывающий патрубок компрессора используется в качестве побудителя расхода для отбора проб запыленного воздуха и определения концентрации пыли в камере сепарации весовым методом. Для этого он через ротаметр соединен с патроном аэрозольного фильтра, который размещен по центру сечения трубы в верхней ее части на расстоянии 0,5 м от выхода из трубы. Необходимый расход воздуха регулируется дросселем на компрессоре.

Система орошения пылевого облака в камере сепарации состоит из гидрофорсунки типа Ф-15, которая образует капли со средним диаметром около

1,5 мм. Гидрофорорсунка с помощью резиновой трубки соединена с выходным патрубком сосуда для воды емкостью 1 дм³. Входной патрубок сосуда подключен к нагнетательному патрубку компрессора. Для регулирования давления воздуха в сосуде и интенсивности орошения использовался дроссель на компрессоре.

Эффективность пылеулавливания зависит в нашем эксперименте от показателя орошения пыли в камере сепарации и коэффициента захвата пылевых частиц водяными каплями. Показатель орошения при проведении эксперимента определяется отношением объема орошаемой жидкости к объему камеры. Примем максимальное расчетное значение показателя орошения (табл. 4.5), равным $0,0315 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{м}^3$. Расчеты показали, что для обеспечения такого показателя орошения пылевого облака в камере сепарации, на него через форсунку необходимо подать 11,1 см³ воды.

Далее в ходе эксперимента измерялась запыленность воздуха заданной дисперсности до орошения облака и после его орошения с заданным показателем орошения. По этим данным рассчитываем эффективность пылеподавления, как отношение значения уменьшения запыленности в результате орошения к значению запыленности воздуха до орошения:

$$\eta = \frac{C - C_1}{C},$$

где η – эффективность пылеподавления; C , C_1 – запыленность воздуха в камере сепарации до и после орошения, мг/м³.

По этим данным при известной скорости осаждения капель воды, равной 6,04 м/с (см. табл. 4.1), из выражения 4.11 рассчитываем суммарный коэффициент захвата пылевых частиц каплями воды, сравниваем его с расчетным и делаем выводы о погрешности выполненных теоретических исследований. Для nivelирования случайных помех эксперимент проводится не менее трех раз.

Этапы проведенных экспериментальных исследований и их результаты.

1. Помещаем в пылеподатчик 0,5 кг предварительно измельченной железной руды плотностью вещества 4000 кг/м³.

2. В соответствии с рекомендациями [89] по продолжительности продувания тонкодисперсной пыли выбираем время сепарации не менее 8 часов. Далее включаем компрессор и электродвигатель вибрационного пылеподатчика, дросселем компрессора устанавливаем расход воздуха через пылеподатчик, равным 0,51 дм³/мин. Процесс сепарации осуществляем в течение установленного времени.

3. По истечению установленного времени сепарации, осуществлялся замер запыленности воздуха в камере сепарации весовым методом. Для этого через аэрозольный фильтр АФА, который помещался в специальный патрон, протягивался запыленный воздух из камеры сепарации в объеме 10 дм³. Для этого дросселем компрессора устанавливался расход воздуха через ротаметр системы контроля запыленности в объеме 1 дм³/мин. Забор запыленного воздуха осуществлялся в течение десяти минут. Далее фильтр снимался и взвешивался на аналитических весах. После вычитания из полученной массы фильтра с привеской пы-

ли при известной массе чистого фильтра определялась масса привески пыли на фильтре. Запыленность воздуха в камере сепарации вычислялась по выражению:

$$C = \frac{m_1 - m_0}{Vt} 1000,$$

где C – запыленность воздуха в камере сепарации, мг/м³; m_1 – масса фильтра с привеской пыли, мг; m_0 – масса фильтра без привески, мг; V – объемный расход запыленного воздуха через фильтр, дм³/мин; t – время отбора пробы запыленного воздуха, мин. Результаты измерений и вычислений представлены в табл. 4.7.

Таким образом, средняя запыленность воздуха в камере сепарации составила 1733 мг/м³.

Таблица 4.7 – Результаты измерения запыленности воздуха в камере сепарации до орошения

№ эксперимента	m_0 , мг	m_1 , мг	V , дм ³ /мин	t , мин	C , мг/м ³
1	3232	3247	1	10	1500
2	3147	3170	1	10	1700
3	3178	3198	1	10	2000

4. В каждом эксперименте по окончанию процесса сепарации и снятия патрона с аэрозольным фильтром проводилось орошение пылевого облака в камере сепарации со следующей последовательностью операций:

- выключался электродвигатель вибрационного пылеподатчика и перекрывался дроссель подачи воздуха через него;
- открывался дроссель для подачи воздуха в заправленный водой дозатор;
- под действием давления воздуха в дозаторе вода поступает к форсунке и в течении 30-35 с осуществлялось орошение пылевого облака в камере сепарации;
- измерялась запыленность воздуха в камере сепарации после орошения по приведенной выше методике.

Результаты измерений и вычислений представлены в табл. 4.8.

Средняя запыленность воздуха после орошения пылевого облака в камере сепарации составляла 866 мг/м³.

Таблица 4.8 – Результаты измерения запыленности воздуха в камере сепарации после орошения

№ эксперимента	m_0 , мг	m_1 , мг	V , л/мин	t , с	C , мг/м ³
1	3121	3129	1	10	800
2	3174	3183	1	10	900
3	3222	3231	1	10	900

Эффективность пылеподавления при этом составила

$$\eta = \frac{1733 - 866}{1733} = 0,5.$$

Далее после с учетом выражения (4.11) относительно суммарного коэффициента захвата η_{Σ} получим:

$$\eta_{\Sigma} = \frac{\ln \frac{1}{1-\eta}}{\frac{3}{2} m \frac{\omega H}{g d_k}}, \quad (4.15)$$

где $\eta = 0,5$ – эффективность пылеподавления пылевого облака водяными каплями в камере сепарации; $m = 0,0315 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{м}^3$ – показатель орошения пылевого облака в камере сепарации; $\omega = g - u = 6,04 - 0,00012 = 6,04 \text{ м/с}$ – относительная скорость движения капель воды и пылевых частиц; $g = 6,04 \text{ м/с}$ – скорость движения капель воды; $H = 2 \text{ м}$ – высота камеры сепарации; $d_k = 1500 \cdot 10^{-6} \text{ м}$ – диаметр водяных капель.

После подстановки численных значений в выражение (4.15) получаем значение суммарного коэффициента захвата пылевых частиц железорудной пыли каплями воды в камере сепарации. Он составил 0,441. Отклонение полученного значения коэффициента от расчетного составило 10,2 %.

4.3. Обоснование применения специально оборудованных вертолетов как средства доставки воды для орошения пылевого облака

Большой интерес представляют методы борьбы с загрязнением атмосферы при аварийном выбросе токсичных веществ на промышленных предприятиях и транспорте с использованием мобильных средств доставки их нейтрализаторов [91]. Важнейшей задачей при этом является прогноз уровня загрязнения атмосферы, который имеет значительную неопределенность исходных данных, то есть отсутствие конкретных данных о том, где именно произойдет авария, когда – днем или ночью, какое количество токсичных веществ попадет в атмосферу, какова будет скорость и направление ветра. Для решения этих задач авторами предложено использование регуляторных математических моделей, которые учитывают основные физические процессы миграции вещества в атмосфере [92].

Для подавления токсичного облака в [90] предлагается подача нейтрализующего раствора с помощью наземной струйной установки, в качестве которой используются пожарные машины в силу их мобильности. В условиях сложного рельефа местности, наличия растительности для ликвидации первичного облака и уменьшения его интенсивности предложено применение летательных аппаратов, в частности, вертолетов, которые осуществляют подачу нейтрализатора в облако. Так, например, для подавления токсичного облака аммиака используется два вертолета, которые поочередно через 45 с выбрасывают на облако нейтрализатор с интенсивностью 50 кг/с. При этом токсичное облако было на высоте 74 м, длина облака составляла 144 м, ширина – 128 м.

Известно также, что подобные технологии используются во многих странах для борьбы с лесными и торфяными пожарами. Поэтому проанализируем возможность применения таких технологий для борьбы с ПГО после массовых взрывов в железорудных карьерах.

Принимая во внимание то, что наиболее широко распространенным методом пылеподавления является орошение запыленной атмосферы в месте образования пылевого облака нами также, в качестве технического решения, предложен метод орошения пылевого облака жидким агентом путем разбрызгивания его из оборудованных вертолетов (рис. 4.6) [88, 93, 94].

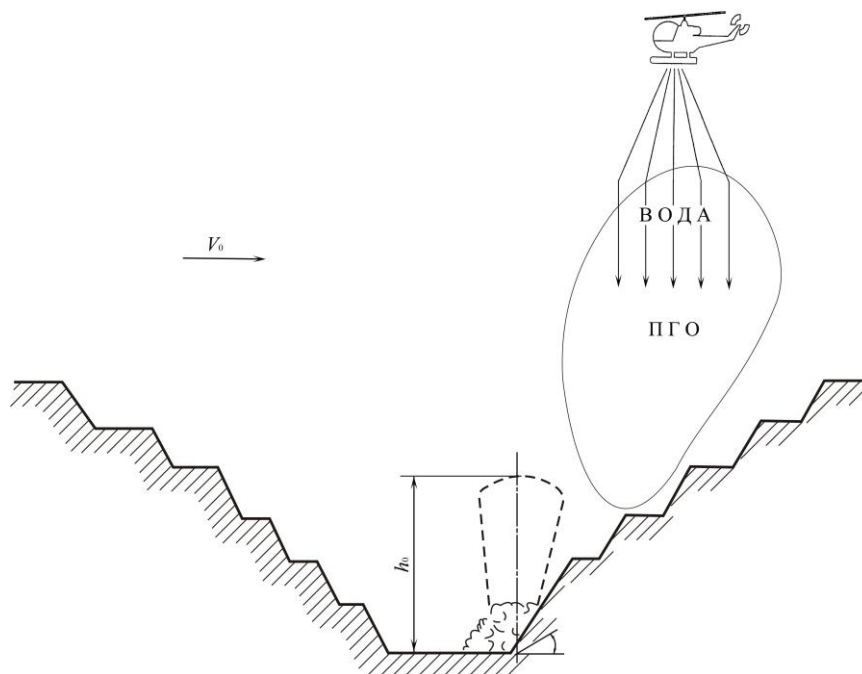


Рисунок 4.6 – Схема орошения пылегазового облака из специально оборудованного вертолета

Для транспортировки на внешней подвеске вертолетов МИ-8, МИ-26 и разбрызгивания воды над пылегазовым облаком могут быть использовано водосливное устройство ВСУ-15 [95]. Оно представляет собой цилиндрическую двухслойную нежесткую в вертикальном направлении емкость высотой 3,5 м и диаметром до 3,1 м. Жесткость оболочке около верхнего отверстия придает специальный элемент кольцевой формы. Оболочка сливного патрубка оснащена вторым металлическим кольцом меньшего диаметра с решеткой в торцевой стороне, которая обеспечивает необходимую величину секундного расхода сливаемой воды. Внешняя оболочка, состоящая из капроновой основы и каркаса из кольцевых и радиальных лент, выполняет “силовую” функцию. Вторая (внутренняя) оболочка-вкладыш, выполненная из прорезиненной капроновой ткани, необходима для герметизации. Сливной патрубков сконструирован таким образом, что при погружении оболочки в открытый водоем на глубину 1-3 м он автоматически открывается и позволяет воде заполнить оболочку снизу. Длина внешней подвески устройства составляет 30-60 м.

Оснащение сливного патрубка форсунками для диспергирования воды на наш взгляд не требуется. Это можно обосновать тем, что свободно падающие в атмосферном воздухе капли воды быстро распадаются на капли размером 2,5-3,2 мм. Скорость движения капель жидкого агента в процессе орошения облака обусловлена силами гравитации и зависит от их диаметра. При движении капель воды в гравитационном поле их скорость отличается от скорости осажде-

ния пылевых частиц, начиная с размера капель $r \geq 0,4$ мм [66]. С увеличением размера капли растет ее скорость падения. При $r > 2$ мм увеличение скорости прекращается, так как возникает деформация капель и ее разрыв.

Дробление капель происходит следующим образом: после слива воды через решетку с ростом скорости падения крупные капли сплюсываются, затем средняя часть капли выдувается и происходит ее отрыв, а сохранившееся кольцо распадается на отдельные капли. Процесс дробления капель продолжается пока их диаметр не уменьшится до 1,5-2 мм [66]. Как показано выше, при таком диаметре капель воды при орошении пылевого облака наблюдается максимальный коэффициент захвата ими частиц тонкодисперсной пыли, то есть обеспечивается максимальная эффективность пылеподавления.

Максимальная емкость водосливного устройства составляет 10 м^3 воды. Время слива воды составляет 17 с. При типовой скорости полета вертолета длина полосы орошения облака составит примерно 230 м при ширине до 20 м. Если один вертолет не сможет поднять необходимую массу воды, то используют несколько вертолетов. Время забора воды из водоема составляет 10-17 с.

Разбрызгивание агента по всему объему облака начинают не раньше 5-10 мин после массового взрыва. К этому времени закончится формирование ПГО, его движение вверх, а давление газов внутри него сравняется с атмосферным давлением. При перемещении облака под действием бокового ветра разбрызгивание ведут с учетом направления и скорости смещения облака.

Организация полетов при орошении пылевого облака представляет собой сложную задачу, требует привлечения специалистов соответствующего профиля, поэтому в задачи настоящей работы не входила.

4.4. Оценка снижения экологической нагрузки на прилегающие территории за счет подавления пылевого облака гидроорошением из вертолетов

Исходными данными для расчета оценки снижения экологической нагрузки на окружающую среду только за счет орошения пылевого облака после массового взрыва при нормальных метеорологических условиях являются параметры его рассеивания под действием бокового ветра [66]. Эти исходные данные приведены ниже.

Мощность массового взрыва	– 500т;
Средняя годовая скорость ветра	– 5м/с;
Общий выброс пыли при взрыве	– 109000 кг;
В том числе: тонкодисперсной	– 37463,3 кг;
Общая площадь рассеивания пыли	– 28770,4 кв. км;
В том числе грубодисперсной	– 9,2 кв. км;
Дальность рассеивания пылевого облака	– 739,6 км;
В том числе грубодисперсной пыли	– 4,4 км;
Средний валовой выброс пыли	– 3,789 кг/км ² ;
В том числе для грубодисперсной фракции	– 7775,7 кг/км ² .

При орошении облака из вертолета в зависимости от объема расходуемой жидкости можно достигнуть эффективности пылеподавления от 10 до 90% (табл. 4.6). При этом, не подавленная пыль рассеивается под действием бокового ветра на те же расстояния, что и без применения орошения. Результаты расчетов средних значений валовых выбросов для общей площади рассеивания пыли и отдельно для тонкодисперсной фракции после орошения различным объемом воды представлены в табл. 4.9. При этом, валовые выбросы рассчитывались с учетом выражений

$$Q_{об} = Q_{обi}(1 - \eta_i),$$

$$Q_T = Q_{Ti}(1 - \eta_i),$$

где $Q_{обi} = 109000$ кг; $Q_{Ti} = 52886,8$ кг – соответственно значение выброса пыли в целом и тонкодисперсной фракции до орошения (Раздел 2); $Q_{об}, Q_T$ – значение выброса пыли в целом и тонкодисперсной фракции после орошения; η_i – эффективность пылеподавления в i -ом опыте.

Таблица 4.9 – Снижение выброса пыли из карьера при различных объемах орошения

$V_{ж}, \text{м}^3$	4,89	10,43	16,76	23,87	32,39	42,75	56,09	75,24	107,73
η	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$Q_{об}, \text{кг}$	98100	87200	76300	65400	54800	43600	32700	21800	10900
$Q_T, \text{кг}$	33717	29971	26224	22478	18732	14985	11239	7493	3746

Полученные зависимости позволяют рассчитать значение общего выброса пыли или его тонкодисперсных фракций при известном объеме орошаемой жидкости или решить обратную задачу.

В графическом виде эти зависимости представлены на рис. 4.7.

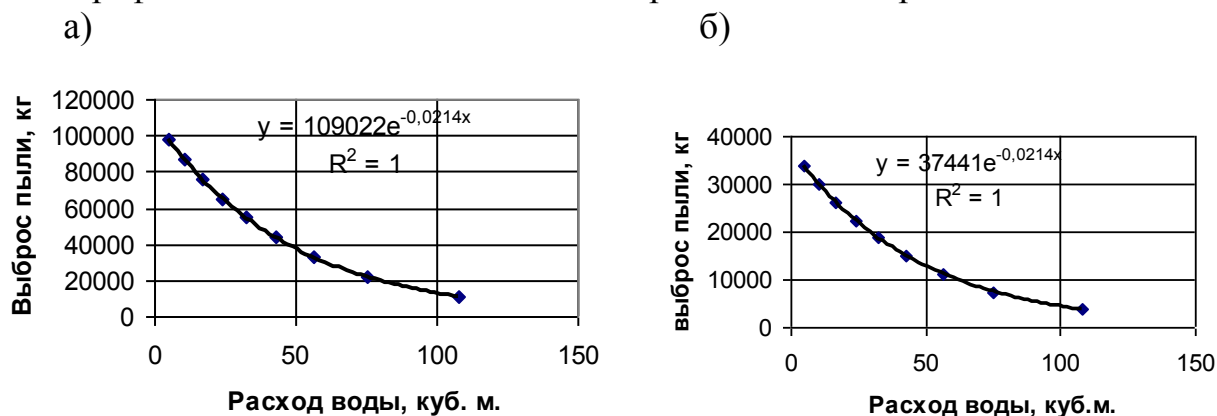


Рисунок 4.7 – Зависимость выброса пыли из карьера от расхода орошаемой жидкости: а) общий выброс; б) выброс тонкодисперсной фракции

Для оценки снижения экологического риска в соответствии с методическими указаниями МОЗ Украины [59] необходимо сравнить уровень запыленности атмосферы на границе санитарно-защитной зоны карьера с ее безопасным (референт-

ным) значением, в качестве которого принимаем максимальную разовую допустимую концентрацию неканцерогенной пыли – 0,15 мг/м³.

Для расчета приземных концентраций вредных выбросов промышленных предприятий можно воспользоваться отраслевой методикой НИИБТГ, которая позволяет расчетным путем определить приземные концентрации вредных примесей при массовых взрывах в карьерах [96]. Эта методика ориентирована применение тротилосодержащих ВВ, учитывает выбросы, кроме пыли, и вредных газов, требует достоверной информации о более чем двух десятках исходных параметров и вызывает определенные трудности в ее использовании.

Поэтому оценку параметров рассеивания пылевого облака после массового взрыва осуществляем с учетом нижеследующих особенностей.

Расчеты проводим для частного случая метеорологических условий, а именно: при отсутствии атмосферных осадков, при безразличном (изотермическом) состоянии температурной стратификации атмосферы, при длительном неизменном направлении и скорости ветра, при отсутствии сил электростатической природы, без учета кариолисовой силы и степени инсоляции и др.

В этом случае параметры рассеивания пылевых частиц в приземном слое атмосферы зависят только от их размеров (диаметров), плотности вещества и скорости ветра [66].

Первичное пылевое облако имеет высоту около 100 м и под действием воздушных потоков движется вверх вдоль наветренного борта карьера. При достижении выхода из карьерного пространства облако под действием ветра начинает рассеиваться. Время выхода облака из карьера в зависимости от скорости ветра и геометрических параметров карьера составляет до 10 мин и более. Поэтому источник пылеобразования считаем не залповым, а условно стационарным. В этом случае для расчета приземных концентраций пыли применяем хорошо разработанную теорию рассеивания пыли от стационарных источников. Так в работе [97] получено выражение для расчета максимальной разовой концентрации пыли на уровне земли на произвольном расстоянии от источника в виде

$$C = \frac{M}{2\pi kx} \exp\left(-\frac{u(y^2 + z^2)}{4kx}\right), \quad (4.16)$$

где C – максимально разовая концентрация пыли на уровне земли, кг/м³; M – интенсивность выброса пыли из источника, кг/с; x – расстояние от источника, м; k – коэффициент турбулентной диффузии в направлении оси x , м²/с; u – скорость ветра м/с; z – высота выброса пыли, м; y – расширение облака в поперечном направлении, м.

Определимся с выбросом пыли из источника, который будем принимать в расчет. Известно, что на самое большое расстояние под действием ветра рассеивается мелкодисперсная пыль, которая находится в верхней части пылевого облака. Примем для расчета из всего выброса мелкодисперсной пыли ее десятую часть, поскольку остальная часть распределена по всему облаку, находится на меньшей высоте и осядет быстрее. В предыдущем разделе на примере нами показано, что массовое содержание мелкодисперсной пыли с диаметром частиц 1

мкм в пылевом облаке составляет 10,67% от общего выброса. Таким образом, в расчет принимаем выброс мелкодисперсной пыли в объеме

$$Q_M = 0,1067 Q_{об} \cdot 0,1 = 0,01 Q_{об}.$$

В этом случае интенсивность выброса пыли из источника будет равна

$$M = \frac{Q_M}{t},$$

где $t = \frac{H_k}{g_{cp}}$ – время выхода облака из карьера, с. Здесь $g_{cp} = \frac{g_0 \sin \alpha}{2}$.

Таким образом, интенсивность выброса мелкодисперсной пыли в мг/м³ составит:

$$M = \frac{0,01 \cdot 10^{-6} Q_{об} g_0 \sin \alpha}{2H_k}.$$

Коэффициент турбулентной диффузии в направлении рассеивания равен $k = 0,05 g_0 L$.

Высота выброса пыли равна высоте пылевого облака на выходе из карьера h_3 .

Расширение облака в поперечном направлении $y = 0,05 g_0 \frac{h_3}{g_{oc}}$, где g_{oc} – скорость осаждения мелкодисперсной пыли, м/с.

После подстановки этих параметров в выражение (4.16) коэффициент экологического риска (HQ) от запыленности атмосферы для здоровья человека на прилегающих к карьерам территориях можно определить из выражения:

$$HQ = \frac{C}{RfC} = \frac{10^{-3} Q_{об} \sin \alpha}{0,75 \pi H_k L^3} \exp \left[- \frac{(0,025L)^2 + h_3^2}{0,0025 g_0 \frac{h_3}{g_{oc}}} \right]. \quad (4.17)$$

Результаты расчетов коэффициента HQ в санитарно-ащитной зоне, на ее границе и за ее пределами до использования способов и средств повышения экологической безопасности массовых взрывов приведены в табл. 4.10 и на рис. 4.8.

Таблица 4.10 – Результаты расчетов коэффициента экологического риска – HQ

Применение средств пылеподавления	Расстояние от источника пылеобразования, км		
	1,0	1,5	5,0
Без средств пылеподавления	35,9	19,6	4,2
После оптимизации параметров скважинных зарядов	26,3	10,8	2,1
После оптимизации параметров скважинных зарядов и орошения облака	2,6	1,0	0,2

Как видим, после орошения облака после массового взрыва коэффициент экологического риска – HQ по пылевому фактору в пределах СЗЗ карьера снижается до уровня «безопасный».

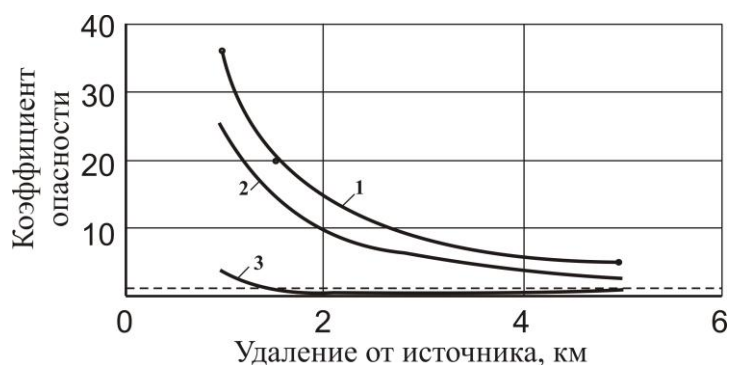


Рисунок 4.8 – Значения коэффициентов опасности при исходных условиях: 1 – без применения средств пылеподавления; 2 – после оптимизации параметров скважинных зарядов; 3 – после оптимизации скважинных зарядов и орошения пылевого облака.

4.5. Техничко-экономическая оценка экологической эффективности подавления пылевого облака гидроорошением из вертолета

Расчет экономической эффективности подавления пылевого облака после массового взрыва в карьерах осуществляем по методике, которая разработана во НИИБТГ и изложена в работе [98], согласно которой технико-экономическая эффективность способа пылеподавления оценивается соотношением

$$F = \frac{E}{C}, \quad (4.18)$$

где F – эффективность (продуктивность) способа; E – результат пылеподавления, который оценивается массой улавливаемой пыли ($M_{y.n.}$), выраженной в тоннах; C – экономические затраты на реализацию способа пылеподавления, выраженные в гривнах.

По нашим расчетам при мощности взрыва 500 т общий выброс пыли в атмосферу карьера составляет 109 т. При эффективности пылеподавления 90 % масса уловленной каплями воды пыли составит $M_{y.n.} = 109 \cdot 0,9 = 98,1$ т.

Экономические затраты на реализацию предложенного способа пылеподавления складываются из затрат на доставку и разбрызгивания воды над пылевым облаком, а также стоимости самой воды.

Для обеспечения 90 % подавления пыли в облаке при принятой мощности массового взрыва необходимо по нашим расчетам $107,73 \text{ м}^3$ воды. Для обеспечения выполнения работ по доставке и разбрызгивание воды над облаком с помощью специально оборудованных вертолетов на наш взгляд целесообразно создание специализированного отряда, который оснащается вертолетами Ми-8 или Ми-26 с водосливными устройствами ВСУ-15. Для сокращения времени орошения облака количество вертолетов, пор нашим расчетам, должно быть не менее пяти, которые в течение одного часа смогут выполнить эту задачу.

Экономические затраты на орошение облака (C) в этом случае включают арендную плату за использование вертолетов с водосливными устройствами ($C_{авв}$) и оплату стоимости воды ($C_в$). В этом случае выражение (4.18) примет вид:

$$F = \frac{M_{y.n.}}{C_{анв} + C_г}$$

Арендная плата за один час использования вертолета составляет 10000 грн. Для пяти вертолетов она составляет 50000 грн. Стоимость одного кубометра воды для промышленных предприятий составляет 4,6 грн. Общая стоимость воды для орошения составляет $C_г = 107,73 \cdot 4,6 = 495,6$ грн.

В этом случае эффективность орошения пылевого облака из вертолетов с экономической точки зрения составит

$$F = \frac{98,1}{50000 + 495,6} = 0,00194 \text{ т/грн.}$$

В соответствии с [99] экологический ущерб от одной тонны выбросов пыли составляет 210 долларов США, что при курсе НБУ 1 доллар США = 8 грн он составляет $Y_{эу} = 1680$ грн/т. В этом случае экономический эффект от предотвращения экономического ущерба в национальной валюте составит:

$$\mathcal{E}_{н.ущ} = Y_{эу} \cdot M_{yn} = 1680 \cdot 98,1 = 164808 \text{ грн.}$$

Полный экономический эффект от предотвращения экологического ущерба при мощности массового взрыва 500 т составит

$$P_{эф} = \mathcal{E}_{н.ущ} - (C_{анв} + C_г) = 164808 - (50000 + 495,6) = 114312,4 \text{ грн.}$$

4.6. Выводы

1. Эффективность пылеподавления пылевого облака орошением нелинейно зависит от объема пылевого облака, количества орошаемой жидкости, скорости движения капель жидкости и твердых частиц, диаметра капель воды, высоты орошаемого облака, а также суммарного коэффициента захвата пылинок каплями жидкости.

2. Суммарный коэффициент захвата пылевых частиц каплями воды зависит от диаметра капель и пылевых частиц, скорости их движения, плотности частиц пыли и вязкости среды. Рассчитаны его значения для частиц железорудной пыли различных фракций и диаметров водяных капель. Установлено, что максимальное значение суммарного коэффициента захвата для тонкодисперсной железорудной пыли имеет максимальное значение при диаметре капель воды 1-1,5 мм и равен 0,488. Для грубодисперсной железорудной пыли коэффициент захвата при этих диаметрах капель воды изменяется от 0,815 до 0,996. Таким образом, подтверждается то положение, что чем больше диаметр витающей пыли, тем выше коэффициент захвата ее каплями орошаемой жидкости.

3. Проведенные исследования установить необходимый объем воды для подавления пылевого облака при массовом взрыве в карьере. При мощности взрыва 500 т для подавления пылевого облака необходимо $4,89 \text{ м}^3$ воды при эффективности пылеподавления 10% и $107,73 \text{ м}^3$ при эффективности пылеподавления 90%.

4. В результате лабораторных исследований на установке воздушной сепарации частиц пыли в воздушном потоке установлено, что суммарный коэффициент захвата частиц железорудной пыли диаметром до 1 мкм каплями воды

диаметром 1,5мм составляет 0,441. Погрешность определения коэффициента, по сравнению с его расчетным значением, составляет около 10%.

5. Проведенная оценка снижения экологической нагрузки на прилегающие территории за счет подавления пылевого облака гидроорошением из вертолетов показала, что общий выброс пыли из карьера при этом может быть снижен на величину до 90%, коэффициент экологического риска (HQ) для здоровья человека по фактору пыли на прилегающих к карьерам территориях – на порядок. При этом ожидаемый экономический эффект от снижения экологического ущерба составил 112 тыс. гривен.

ЛИТЕРАТУРА

1. Дриженко А. Ю. Открытая разработка железных руд Украины. Состояние и пути совершенствования / Дриженко А. Ю., Козенко Г. В., Рыкус А. А. – Полтава: “Полтавский литератор”, 2009. – 451 с.
2. Национальный доклад о состоянии техногенной и природной безопасности в Украине в 2007 году Министерства чрезвычайных ситуаций Украины. Киев, 2008. – 92 с.
3. Статистический ежегодник Днепропетровской области 2007, г. Днепропетровск, 2007. 124 с.
4. Тыщук В.Ю. Проблемы экологии при ведении открытых горных работ / В.Ю.Тыщук // Материалы научно-практической конференции “Проблемы экологии - 97” (С.-Петербург, 12-14 ноября 1997 г.). – С.-Петербург: НИЦЭБ РАН, БГТУ, 1997. – С. 458 – 460.
5. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме « карьер - окружающая среда – человек » / Зберовский А.В. – Д.: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.
6. ГСН 201 – 97. Государственные санитарные правила охраны атмосферного воздуха населённых мест (от загрязнения химическими и биологическими веществами). Введены МОЗ Украины 9.07.97 (приказ № 201).
7. Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах / [Ефремов Э.И., Бересневич П. В., Петренко В. Д. и др.]; под ред. Э. И. Ефремова. – Днепропетровск : СІЧ, 1996. – 178 с.
8. Кутузов Б.Н. Взрывные работы / Кутузов Б. Н. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
9. Крысин Р.С. Сравнительная экологическая оценка результатов применения украинита и граммонита 79/21 / Р.С. Крысин, В.П. Куприн, Н.В. Савченко и др. // Вісник КДПУ ім. Михайла Остроградського. – 2004. Вип. 5(28). – С. 83 – 85.
10. Шиман Л.Н. Безопасность подготовки и технологии производства эмульсионных взрывчатых веществ “Ера”: дисс. докт. техн. наук / Шиман Л. Н. – Днепропетровск : ГВУЗ НГУ, 2010. – 452 с.
11. Первые отечественные эмульсионные взрывчатые вещества “украинит” / Стрилец А.П., Швец В.Ю., Гопанюк Д.Г. // Бюл. УСИВ. № 2. – Кривой Рог: 2010. – С. 7 – 10.
12. Открытые горные работы. Справочник. – М.: Горное дело, 1994. – 590 с.
13. Бересневич П.В. Аэрология карьеров. Справочник / Бересневич П.В., Михайлов В. А., Филатов С. С. – М.: Недра, 1990. – 280 с.
14. Тыщук В.Ю. Исследование водных растворов “Еком” для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах / Тыщук В.Ю. // Збірник наукових праць НГУ, № 25. – Д.: РВК ДВНЗ НГУ, 2006. – С. 181 – 188.
15. Долгова Т.И. Комплексная оценка состояния почв горнодобывающих регионов и прогноз последствий их техногенной трансформации: дисс. докт. техн. наук / Т.И. Долгова– Днепропетровск: ГВУЗ НГУ, 2004. – 364 с.
16. Матвеев Л.Т. Курс общей метеорологии. Физика атмосферы / Матвеев Л.Т. – Л.: Гидрометеиздат, 1976. – 639 с.
17. Борьба с пылью и ядовитыми газами при буровзрывных работах на карьерах / [В.А. Михайлов, П.В. Бересневич, А.И. Лобода, И.Ф. Радионов]. – М.: Недра, 1971. – 121 с.

18. Друкованый М.Ф. Методы управления взрывом в карьерах / Друкованый М.Ф. – М.: Недра, 1973. – 416 с.
19. Бересневич П.В. Исследование процессов развития и рассеивания пылегазового облака при массовых взрывах в железорудных карьерах / Бересневич П.В., Фурса И.В. //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых - 1981. -№5. – С. 58 – 62.
20. Комир В.М., Литвин Л.Н. Влияние условий инициирования на детонационные процессы в зарядах гранулированных ВВ / Комир В.М., Литвин Л.Н. // Горный журнал. - 1972. – №6. – С. 29 – 31.
21. Иванов И.И. Снижение концентрации пыли в пылегазовом облаке при взрывных работах в карьерах / И.И. Иванов, В.И. Пичуев, С.В. Пузанков // Теоретические и прикладные вопросы воздухообмена в глубоких карьерах. – Апатиты: ГоИКФ АН СССР. – 1985. – С.138 – 139.
22. Конструкция забойки скважинного заряда: Пат. 4586438 США: МКИ 42 В 3/00, НКИ 102/313; заяв. 20.0984; опубл. 06.05.86, № 652268.
23. Гурин А.Л. Рекомендации по применению технологии пылегазоподавления с использованием гидрогелевой забойки взрывных скважин / [А.Л. Гурин, А.Р. Черненко, В.З. Семешин и др.]. – Кривой Рог: НИГРИ, 1988. – 10 с.
24. Воровский А.А. Влияние типа забойки на качество дробления и пылегазоподавления при массовых взрывах в карьерах // Проблемы предотвращения загрязнения воздушного бассейна при открытой разработке железных руд / Воровский А.А., Шлахов И.С. // Тез. докл. Всесоюзн. научно – тех. семинара. – Кривой Рог: ЦНИИЧМ, 1990. – С. 31 – 32.
25. Осадоев М.Т. Борьба с пылью на угольных разрезах Якутии / Осадоев М.Т. – Якутск: 1987. – 113 с.
26. Петров И.П.. Расчёт количества воды для конденсационного способа подавления пыли при отрицательных температурах воздуха / Петров И.П., Гуревич Л.И. –Колыма. – 1977. – №11. – С.15 – 16.
27. Пробка для забойки скважин. Пат. 1210688, Канада. МКИ 21. В 43/128, заяв.10.09.84, опубл. 02.09.86, № 462827.
28. Гурин А.Л. Применение гидрогелевой забойки взрывных скважин / Гурин А.Л., Яценко С.С. // Безопасность труда в промышленности. – 1986. – №1.– С. 38 – 39.
29. Филатов С.С. Борьба с запылённостью и загазованностью карьеров / С.С. Филатов, М.М. Конарев, К.С. Подвысоцкий. //Безопасность труда в промышленности. -1988. – №9. – С. 46 – 49.
30. Подвысоцкий К.С. Пенное экранирование для пылегазозумопоглощения при массовых взрывах / Подвысоцкий К.С., Моор А.А., ЕремеевВ.И. // Безопасность труда в промышленности. – 1988. - №9. – С. 52 – 53.
31. Конарев М.М. О подавлении пылегазового облака с помощью карьерных вентиляторов – оросителей МК – 12КВ / М.М. Конарев, С.С. Филатов, Г.Ф. Нестеренко. Теоретические и прикладные вопросы воздухообмена в глубоких карьерах. – Апатиты: ГоИКФ АН СССР, 1985. – С.133 – 135.
32. А.с. №1696725 СССР, МКИ E21F5/08. Устройство для подавления пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах (УППО-1). / А.В. Зберовский, А.С. Репетило. Опубл. в Б.И. №45, 1991. – С.136.

33. А.с. №1446339, СССР, Кл. E21F1/00, 5/02. Устройство для подавления пылегазового облака в карьерах. / А.В. Зберовский, Н.Ф. Кременчуцкий, В.В. Дубей и др. Опубл. в Б.И. №47, 1988. – С.160.

34. А.с. № 1557336 СССР, МКИ E21F5/00. Способ подавления пылегазового облака в карьерах. / А.В. Зберовский, Р.С. Крысин, И.И. Усик и др. Опубл. в Б.И. №14, 1990. – С.172.

35. А.с. №1446339, СССР, Кл. E21F1/00, 5/02. Устройство для подавления пылегазового облака в карьерах / А.В. Зберовский, Н.Ф. Кременчуцкий, В.В. Дубей и др. Опубл. в Б.И. № 47. 1988. – С. 160.

36. А.с. №164447, СССР, Кл. E21F5/00. Способ подавления пылегазового облака в карьере / А.В. Зберовский, Ю.В. Волк, В.И. Максименко и др. Опубл. в Б.И. №13, 1991. – С.152.

37. А.с. №1726752, СССР, Кл. E21F5/00. Устройство для пылегазоподавления при взрывных работах на уступах карьера. /А.В. Зберовский, Ю.В. Волк, В.И. Бескровный и др. Опубл. в Б.И. № 14, 1992. – С. 112.

38. А.с. №1726753, СССР, Кл. E21F5/00. Устройство для борьбы с пылегазовым облаком при взрывных работах на уступах карьера. / А.В. Зберовский, Ю.В. Волк, Д.Л. Биличенко и др. Опубл. в Б.И. №14, 1992.

39. Патент РФ №2059076. Кл. E21F5/00. Способ подавления пылегазового облака в карьерах. / А.В. Зберовский, Б.Е. Собко, Ю.В. Волк. Опубл. в Б.И. №12, 1996.

40. А.с. №1739052 СССР, МКИ E21F5/00. Способ борьбы с пылью и газами при ведении взрывных работ в карьере / А.В. Зберовский, В.И. Бондаренко, Б.Е. Собко. Опубл. в Б.И. №21, 1992. – С.139.

41. А.с. №1613641 СССР, МКИ E21F5/00. Способ борьбы с пылегазовым облаком при взрывных работах в карьере / А.В. Зберовский, В.И. Бондаренко, Б.Е. Собко. Опубл. в Б.И. №46, 1990. – С.138.

42. А.с. №1696725 СССР, МКИ E21F1/08. Устройство для подавления пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах (УППО – 1) / А.В. Зберовский, А.С. Репетило. Опубл. в Б.И. №45, 1991. – С. 136.

43. Бибилашвили И.Ш. Руководство по организации и проведению противоградовых работ / Бибилашвили И.Ш., Бурцев И.И., Серёгин Ю.А. – Л.: Гидрометиздат, 1981.– 83 с.

44. А.с. №1640447, СССР, Кл. E21F5/00. Способ подавления пылегазового облака в карьере / А.В. Зберовский, В.И. Максименко и др. Опубл. в Б.И, №13, 1991. – С. 152.

45. Ушаков К.З. Аэрология карьеров / Ушаков К.З., Михайлов В.А. -М.: Недра, 1985. – 272 с.

46. Бересневич П.В. Исследования влияния теплового фактора на формирование пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах / Бересневич П.В., Фурса И.В. // Всесоюзная научно – техническая конференция “ Проблемы горной теплофизики”. Тезисы выступлений, – Л.: РТП ЛГИ, 1981. – С. 80 – 81.

47. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй / Абрамович Г.Н. – М.: ГИФМЛ, 1960. – 715 с.

48. Белоусов В.В. Теоретические основы процессов газоочистки / Белоусов В.В. –М.: Metallurgia, 1988.– 256 с.

49. Стрілець О.П. Розробка, освоєння виробництва та впровадження на кар'єрах Кривбасу ефективних, екологічно чистих, потужних вибухових речовин

“Україніт” / Стрілець О.П. // Матеріали міжн. конф – цієї “Форум гірників - 2010”. – Д.: РВК ДВНЗ НГУ, 2010. – С. 104 – 111.

50. Беляев Н.М. Термодинамика / Беляев Н.М. - Киев: Вища школа, 1987.-343с

51. Савенко С.К., Морозов Е.Г., Бережной В.И. Аэрогазодинамика массовых взрывов в рудниках / Савенко С.К., Морозов Е.Г., Бережной В.И. -М.: Недра, 1976. – 183 с.

52. Баум Ф.А. Физика взрыва / Баум Ф.А. -М.: Физматгиз, 1959.– 800 с.

53. Никитин В.С. Проветривание карьеров / Никитин В.С., Битколов Н.З. – М.: Недра, 1975.– 254с.

54. Юрченко А.А. Физические процессы выброса пылегазового облака при массовых взрывах в карьерах / Юрченко А.А.// Науковий вісник НГУ, № 2, 2010. – С. 85 – 88.

55. Методика расчета концентрации в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. ОНД-86. Госкомгидромет. – Л.: Гидрометеиздат, 1987. – 94 с.

56. Юрченко А.А. К вопросу определения высоты подъема железорудной пыли при массовом взрыве в карьере с учётом дисперсности частиц / Юрченко А.А., Колесник В.Е., Литвиненко А.А. // Зб. наук. праць НГУ.– №34, Том 2.–Д.: ДВНЗ НГУ 2010. – С.227 – 238.

57. Юрченко А.А. Определение высоты подъема пылевого облака при массовом взрыве в карьере с учетом дисперсности частиц / Юрченко А.А., Колесник В. Е., Литвиненко А.А. // Матеріали між-нар. Конф. «Форум гірників - 2010». – Д.: РВК ДВНЗ НГУ, 2010. – С.154 – 162

57. Грин Х. Аэрозоли – пыли, дымы и туманы / Грин Х., Лейн В.; [пер. с англ.]. – М.: Из-во «Химия», 1969.– 427с.

58. Фукс Н. А. Механика аэрозолей / Фукс Н. А. –М.: Изд-во АН СССР, 1955. – 351 с.

59. Методичні вказівки «Оцінка ризику для здоров'я населення від забруднення атмосферного повітря» / У відповідності із наказом МОЗ України від 13.04.2007р. №184.

60. Бочинський Г.О. Основи екології: Навчальний посібник / Бочинський Г.О. – К.: Вища школа, 1995.– 238 с.

61. Ossenbruggen P.J. Fundamental Principles of Systems Analysis and Decision Making.–New York: 1994. –312 p.

62. Битколов Н. З. Аэрология карьеров / Битколов Н. З., Медведев И. И. – М.: Недра, 1992. – 282 с.

63. Булава Л.Н. Физико-географический очерк территории Криворожского горнопромышленного региона / Булава Л.Н. – Кривой Рог, 1990.– 88 с.

64. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / [А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко и др.] – М.: Недра, 1994. – 289 с.

65. Медников Е.П. Турбулентный перенос и осаждение аэрозолей / Медников Е.П. – М.: Наука, 1981. – 174 с.

66. Берлянд М. Е. Прогноз регулирования загрязнения атмосферы. –Л.: Гидрометеиздат, 1985, – 272 с.

67. Патент України № 65928, МПК F42D/00. Спосіб визначення раціональних параметрів масових вибухів в кар'єрі. / В. А. Долинський, А. А. Юрченко; заявник

та власник патенту ДВНЗ НГУ. - № 2003076179; заявл. 03.07.2003; опубл. 25.03.2008, Бюл. №6. – 4 с.

68. Долинский В. А. Способ определения рациональных параметров скважинных зарядов при массовых взрывах в карьерах / Долинский В. А., Юрченко А. А. // Разработка рудных месторождений, 85 вып. – Кривой Рог: КТУ, 2004. – С. 78 – 79.

69. Юрченко А.А. Методика определения параметров скважинных зарядов для снижения пылегазовых выбросов при массовых взрывах в карьерах / Юрченко А.А. // Зб. наук. праць НГУ, № 26, Том 2. – Д.: РВК НГУ, 2006. – С. 67 – 75.

70. Сухомлин М. В. Снижение загрязнения атмосферы при массовых взрывах в карьерах за счет выбора рациональных параметров скважинных зарядов / Сухомлин М. В., Юрченко А. А., Литвиненко А. А. // Тези VII Всеукраїнської наукової конференції студентів, магістрів та аспірантів «Сучасні проблеми екології та геотехнологій» (Том 2), 24 -26 березня 2010 року. – Житомир: ЖДТУ, 2010. – С. 173 – 174.

71. Скворцов В. А. Экологическое управление – важнейший фактор рационального природопользования / В.А. Скворцов, А.А. Юрченко // Матеріали науково-практичної конференції «Екологічні проблеми техногенно-навантажених регіонів». – Д.: РВК НГУ, 2008. – С. 90 – 92.

72. Юрченко А. А.. Проблемы экологии на открытых горных работах / А. А. Юрченко // НГУ: Зб. наук. Праць, № 17, Т.2. – Д: РИК НГУ, 2003. – С.577 – 578.

73. Адлер Ю.П. Планирование экспериментов при поиске оптимальных условий / Адлер Ю.П., Маркова Е.В., Грановский Ю.В. – М.: Наука, 1976. – 238с.

74. Налимов В.В. Статистические методы описания химических и металлургических процессов / Налимов В.В. – М.: Из-во литературы по чёрной и цветной металлургии, 1963. – 275 с.

75. Адлер Ю.П. Введение в планирование эксперимента / Адлер Ю.П. – М.: Наука, 1969, – 157 с.

76. Степанов А.В., Гдалин А.Д. Буровзрывные работы на предприятиях строительных материалов / Степанов А.В., Гдалин А.Д. – 2-е изд. перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. – 288 с.

77. Ефремов Э.И. Роль забойки в запылении газообразных продуктов детонации / Ефремов Э.И., Родак С.Н. // Повышение эффективности разрушения горных пород. –К.: Наукова думка, 1991. – С. 3 – 8.

78. Ефремов Э.И. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород / Ефремов Э.И. – К.: Наукова думка, 1980. – 214с.

79. Миндели Э.О. Забойка шпуров / Миндели Э.О., Демчук П.А., Александров Е.Е. - М.:Недра, 1968. – 152с.

80. Баум Ф.А. Импульсы взрыва, обусловленные боковым распором забойки в скважине / Баум Ф.А., Сансарян Н.С. // Взрывное дело. – 1966, №3. - С.35-40.

82. Патент України на корисну модель № 59525, МПК F42D 3/00. Свердловинний заряд при масових вибухах в кар'єрах. Юрченко А.А., Колесник В.Є., Литвиненко А.А. Опубл. в Бюл. № 10, 2011.

83. Юрченко А.А. Снижение выбросов при массовых взрывах в карьерах путём применения резиновой пробки с анкерным устройством в качестве забойки скважинных зарядов. // Зб. наук. праць НГУ № 35.– Д. ДВНЗ НГУ:, 2011, Том 2. – С. 38-42.

84. Колесник В.Е., Юрченко А.А.. Снижение пылегазовых выбросов при массовых взрывах в карьерах путем совершенствования конструкции забойки скважинных зарядов.// Неделя еколога - 2010. Доклады Международного симпозиума «Неделя еколога–2010», «Экологические проблемы горно-металлургических регионов. Прогрессивные информационные и технологические решения», 12-15 октября 2010 г.– Днепропетровск: ДДТУ. – 2010. – С.10–11.

85. Седов Л.И. Методы подобия и размерностей в механике. – М.: Наука, 1981. – 448 с.

86. Способ борьбы с загрязнением атмосферы карьеров продуктами взрывов / П.В. Бересневич, В.Г. Наливайко, В.В. Ежов и др. // Безопасность труда в промышленности. – 1988. № 5. – С. 44 – 46.

87. Наливайко В.Г. Расчёт эффективности пылеподавления мелкодисперсным дождеванием после массовых взрывов в карьерах // Борьба с опасными и вредными производственными факторами на горнорудных предприятиях: Отр. темат. сб. / М-во метал. СССР. Ин-т ВНИИБТГ. – М.: Недра, 1991. – С. 62 – 64.

88. Патент України № 57300, МПК E21F 5/02. Спосіб пригнічення пило газової хмари в кар'єрі. Юрченко А.А., Колесник В.Є., Литвиненко А.А. Опубл. в Бюл. №4, 2011.

89. Коузов П. А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов. –Л.: “Химия”, Ленингр. отд-ние, 1974.–279 с.

90. Антошкина Л.И., Беляев Н.Н., Долина Л.Ф. Загрязнение воздушной среды: Моделирование, прогноз, защита. – Д.: Наука і освіта, 2008. – 212 с.

91. Згуровский М.З., Скопецкий В.В., Хрущ В.К., Беляев Н.Н. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде. – К.: Наукова думка. – 1997. – 368 с.

92. Марчук Г.И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды. М.: Наука. –1982. – 320 с.

93. Патент України № 62441, МПК E21F5/02. Спосіб пригнічення пило газової хмари в кар'єрі. В.А. Долинський, А. А. Юрченко. Опубл. В Бюл. № 9, 2007.

94. Юрченко А. А. Подавление пылегазового облака после массового взрыва в карьере. // Матеріали 1 Міжнародної науково-практичної конференції «Науковий потенціал світу 2004», том 6. Екологія. – Д.: Наука і освіта, 2004. – с. 71–72.

95. Информационный технический журнал “Вертолёт”. Казань, Издательство “Вертолёт”, 2008. №3. – 64 с.

96. Методика розрахунку приземної концентрації шкідливих домішок при масових вибухах на кар'єрах. Кривий Ріг, НДІБПГ, 1996.– 13 с.

97. Рихтер Л.А. Тепловые электрические станции и защита атмосферы. М., «Энергия», 1975. – 310 с.

98. Тыщук В. Ю. Разработка метода технико-экономической оценки эффективности способа и средств пылегазоподавления при массовых взрывах в карьерах. // Зб. наук. праць НГУ. № 26, Том 2. м. Д.: ДВНЗ НГУ, 2006. – С. 94 – 100.

99. Мельник Л.Г. Екологічна економіка. Підручник. – Суми: “Університетська книга”, 2003. – 348 с.

Наукове видання

Колесник Валерій Євгенійович
Юрченко Аннета Анатоліївна
Литвиненко Анатолій Арсентійович
Павличенко Артем Володимирович

**СПОСОБИ І ЗАСОБИ ПІДВИЩЕННЯ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ
МАСОВИХ ВИБУХІВ В ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ ЗА
ПИЛОВИМ ЧИНИКОМ**

(Російською мовою)

Друкується в редакційній обробці авторів.

Підписано до друку 09.01.2014. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 7.
Обл.-вид. арк. 3,5. Тираж 300 прим. Зам. №

Видавництво «Літограф» Ідентифікатор видавця у системі ISBN: 2267 Адреса
видавництва та дільниці оперативної поліграфії: 49000, Дніпропетровськ, вул.
Гоголя, 10а, офіс 38 тел: (066)369-21-55, (056)713-57-25 E-mail:
Litograf.dp@gmail.com