ТС-44

УПРАВЛЕНИЕ «КАРАКУМСТРОЙ»
ПРОЕКТНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТРЕСТ
«КАРАКУМОРГТЕХСТРОЙ»

СТРОИТЕЛЬСТВО ОРОСИТЕЛЬНЫХ КАНАЛОВ И КОЛЛЕКТОРОВ ВЗРЫВОМ

ТС-44
626.8
В.А. Духовного

УПРАВЛЕНИЕ «КАРАКУМСТРОЙ»
ПРОЕКТНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ТРЕСТ
«КАРАКУМОРГТЕХСТРОЙ»

И. Ф. БОЙКО, И. П. ИГНАТОВ, Ю. А. ПИСАРЕВ

СТРОИТЕЛЬСТВО ОРОСИТЕЛЬНЫХ КАНАЛОВ И КОЛЛЕКТОРОВ ВЗРЫВОМ

Издательство «Туркменистан»
Ашхабад 1978

170

© Проектно-технологический трест «Каракуморгтехстрой», 1978

ПРЕДИСЛОВИЕ

Одной из главных задач десятой пятилетки, поставленных XXV съездом КПСС, является ускорение научно-технического прогресса как основного средства увеличения темпов роста и эффективности общественного производства.

В гидромелиоративном строительстве одним из путей повышения производительности труда и улучшения технико-экономических показателей является расширение области применения новых прогрессивных технологий ведения земляных работ.

Современные взрывные технологии строительства оросительных каналов энергией взрыва были впервые промышленно апробированы при строительстве участков Каракумского канала им. В. И. Ленина.

Взрыв горизонтального удлиненного заряда взрывчатого вещества, размещенного в траншее-щели, приводит к образованию открытой профильной выемки в 1,5—2 раза более глубокой, чем зарядная траншея с одновременным разрушением, транспортировкой и укладкой грунта и с использованием эффекта уплотнения и пластического деформирования породного массива, окружающего очаг взрыва.

В настоящей книге изложен опыт строительства Каракумского канала им. В. И. Ленина взрывным способом. Приведены данные, полученные на основе этого опыта, по изменению свойств грунтового массива в зоне действия взрыва. Даны рекомендации для широкого круга специалистов о применении взрыва в гидромелиоративном строительстве, выбора взрывчатых веществ, расчета параметров взрыва. Описаны основные направления комплексной механизации технологических операций. Приведена методика расчета экономической эффективности строительства каналов взрывным методом.

Глава I написана И. Ф. Бойко, глава II — И. П. Игнатовым, глава III — И. Ф. Бойко, Л. И. Демещуком и Ю. П. Андреевым, глава IV — И. П. Игнатовым и О. А. Чернышенко, глава V — Ю. А. Писаревым.

Авторы считают необходимым выразить благодарность док-

тору технических наук профессору Вовку А. А., кандидатам технических наук Черному Г. И., Михалюку А. В., инженеру Гундареву К. А., любезно предоставившим некоторые результаты своих исследований, использованные авторами настоящей книги.

Изложенные исследования были выполнены в 1970—1974 годах и поступили для опубликования в декабре 1974 года.

ВЗРЫВ В ГРУНТАХ

Понятие о взрыве

По своей природе взрыв имеет химическое или физическое происхождение. Взрывом в широком понятии этого слова можно назвать чрезвычайно быстрое химическое превращение вещества из одного состояния в другое, которое сопровождается мгновенным переходом потенциальной энергии в механическую, направленную на разрушение, уплотнение и перемещение окружающей среды.

В большинстве случаев химическое превращение протекает за счет реакции окисления горючих элементов, реже — вследствие разложения неустойчивых соединений.

Химические соединения или механические смеси, способные под влиянием внешнего воздействия изменить с большой скоростью свое состояние, образуя сильно сжатые газообразные продукты и выделяя энергию, являются взрывчатыми веществами (ВВ).

Сила взрыва тем больше, чем больше объем газов или паров по сравнению с объемом вещества до взрыва (при других равных условиях).

Для большинства промышленных ВВ объем газов, который образовался во время взрыва 1 кг вещества, составляет при нормальных атмосферных условиях 600—1100 л.

Поскольку во время взрыва газообразные продукты нагреваются до 3000—3200° С, их объем увеличивается в десятки раз.

Другим важным фактором, который обуславливает работоспособность ВВ, есть запас потенциальной энергии в единице объема, которая освобождается во время взрыва. Для разных ВВ эта энергия равна 600—1600 ккал/кг. Потенциальная энергия ВВ намного меньше, чем у некоторых других веществ, например, мазут имеет 10 500 ккал/кг, керосин — 11 000 ккал/кг и т. д.

Но решающая роль принадлежит здесь скорости образования и передачи этой энергии окружающей среде. Так, например, сила взрыва 1 кг динамита достигает 300 млн. лошадиных сил при продолжении взрывного превращения 0,00002 сек.

Нужно отметить еще одну важную особенность взрывного распада химических промышленных ВВ. Взрывное химическое

превращение, как правило, осуществляется за счет окисления горючих элементов — углерода и кислорода. При этом все химические реакции ВВ осуществляются за счет элементов, что входят в его состав, то есть окисление длится без доступа кислорода извне. Для этого в состав ВВ добавляется вещество, которое содержит излишний кислород, или же он есть в молекуле самого ВВ (например, нитроглицерин). Продукты взрывчатого разложения, воздействуя на окружающую среду, возбуждают в ней ударную волну, или волну напряжений, и, расширяясь, производят работу по механическому перемещению материалов. По физическому состоянию ВВ подразделяются: смеси твердых или жидких веществ с газами (угольная пыль + воздух, капли нефтепродуктов + воздух и т. д.), газовые смеси (водород + кислород, метан + кислород и т. д.); жидкие вещества (нитроглицерин, нитрогликоль), жидкие смеси (нитробензол + азотная кислота); смеси жидких и твердых веществ— динамиты (жидкий нитроглицерин + селитра), оксиликвиты (жидкий кислород + твердое горючее); твердые соединения или смеси (тринитротолуол, гексоген, селитра + тринитротолуол). Наибольшее распространение при ведении земляных работ в гидромелиоративном строительстве получили простейшие взрывчатые смеси типа игданит (94,5% аммиачной селитры + 5,5% дизельного топлива) и взрывчатые смеси из твердых взрывчатых веществ.

Заранее рассчитанное по массе и форме размещения взрывчатое вещество, уложенное в зарядную полость и снабженное инициатором взрыва, является зарядом.

В гидромелиоративном строительстве применяются в основном внутренние заряды, т. е. заряды, помещенные внутри разрушаемого и выбрасываемого грунта.

Наружные (накладные заряды, которые размещаются на поверхности разрушаемого и уплотняемого объекта) заряды используются в основном для устройства пионерных каналов в болотистом грунте.

По форме различают заряды удлиненные и сосредоточенные. Удлиненные заряды характеризуются своей длиной, которая должна быть более пяти диаметров. У сосредоточенных зарядов форма близка к шару или кубу. Заряды, имеющие форму цилиндра, длина которого не превышает пяти диаметров, или форму прямоугольного параллелепипеда, высота которого не превышает пятикратной величины его малой стороны основания, также относятся к сосредоточенным.

В тех случаях, когда заряд имеет форму крестовую, Т-образную и пр., коэффициент сосредоточения определяется по формуле:

$$\psi = \frac{\sqrt[3]{V \cdot Q}}{R},$$

где $V \cdot Q$ — объем зарядов, м^3;

R — расстояние от центра заряда до наиболее удаленной его точки, м.

Заряд считается сосредоточенным, если $\psi \geqslant 0{,}66$, удлиненным, если $\psi < 0{,}66$.

Заряд, состоящий из нескольких частей, расположенных в одной зарядной камере и отделенных друг от друга инертным материалом или воздушными пустотами, является рассредоточенным зарядом.

При применении ВВ для ведения земляных работ большое значение имеют плотность заряжания, которая характеризуется отношением веса заряда к объему зарядной камеры, и коэффициент заряжания, характеризующийся отношением объема заряда к объему зарядной камеры.

Для производства взрыва заряд взрывчатого вещества инициируется, т. е. возбуждается, при помощи начального импульса, заключающегося во внешнем воздействии, необходимом и достаточном для возбуждения взрычатого разложения. Величина начального импульса, необходимого для начала взрывчатого разложения, различна не только для разных ВВ, но и для одного и того же вещества при различном его физическом состоянии и зависит от чувствительности данного вещества к внешним воздействиям.

Существуют три основных вида начального импульса, служащего для возбуждения заряда ВВ: тепловая энергия — воздействие нагретым телом, искрой или пламенем; механическая энергия — удар или трение; энергия взрыва другого ВВ — взрыв детонатора или заряда. Начальным импульсом при взрывных работах в гидромелиоративном строительстве чаще всего служит тепловая энергия (взрывание инициирующего ВВ в детонаторе от огнепроводного шнура или электровоспламенителя), а также взрыв другого ВВ (капсюля-детонатора, электродетонатора при инициировании низкочувствительных ВВ — аммонита, детонита, прессованного тротила и др.).

Полезная работа взрыва

Рассматривая работу взрыва как работу адиабатического расширения продуктов детонации, различают два основных вида полезной внешней работы взрыва: фугасное и бризантное действие. Специфической формой работы является направленное действие, например, кумулятивное. Фугасная работа взрыва в большей степени обеспечивает глубинное уплотнение окружающей среды, метательное и разламывающее действие взрыва. Она обусловлена как действием взрывной волны, так и поршневым давлением от расширения продуктов детонации заряда. Фугасное действие взрыва иначе называют работоспособностью ВВ и оценивают по расширению канала свинцовой бомбы при

взрыве навески ВВ. Определение работоспособности ВВ регламентировано ГОСТ 4546—48. Критерием оценки работоспособности ВВ может служить также тротиловый эквивалент. Последний определяется испытанием на баллистическом маятнике.

Бризантное действие заключается в интенсивном дроблении и деформации преград, непосредственно прилегающих к заряду, путем удара продуктов детонации, сжатых до высоких давлений. Бризантная работа взрыва в большой степени проявляется в непосредственной близости от очага взрыва, вызывая переуплотнение непосредственно примыкающей к камуфлетной полости «корки» глинистых пород, разрушение лессовых и супесчаных пород. Бризантное действие (при прочих равных условиях) зависит от формы заряда, места расположения детонатора и неодинаково в разных направлениях от места инициирования детонации. Бризантность промышленных ВВ растет до критических значений, после чего резко падает. Применяется несколько методов оценки бризантности: по обжатию свинцовых цилиндриков, отклонению баллистического маятника и др. Сравнительная оценка бризантного действия различных ВВ производится по ГОСТу 5984—51.

Следует отметить, что грань между фугасной и бризантной работой взрыва является в значительной мере условной. Если рассматривать полный импульс с достаточно крутым передним фронтом, то бризантная работа определяется головной его частью, а фугасная работа пропорциональна полному импульсу, т. е. полной энергии взрыва без потерь. Поскольку величина полного импульса на довольно близком расстоянии не зависит от скорости детонации, фугасная работа взрыва в известных пределах также почти не зависит от скорости детонации. В то же время бризантная работа в значительной мере зависит от скорости детонации. В первом приближении бризантную работу можно считать пропорциональной величине давления (максимуму напряжений) во взрывной волне, хотя ее и нельзя отождествлять с величиной давления.

Как бризантная, так и фугасная работа зависит не только от свойств ВВ и размера заряда, но и от условий заряжания, а также механических свойств окружающей заряд среды. Величина совершаемой взрывом бризантной работы возрастает при ВВ с высокой скоростью детонации (таких, как ТЭН, гексоген, тротил и др.) и при большой плотности заряжания.

В то же время применение ВВ с сравнительно небольшой скоростью детонации (зерногранулит, игданит и др.), невысокая плотность заряжания и применение зарядов с воздушными оболочками способствует снижению бризантной работы заряда при сохранении или возрастании фугасной работы.

При взрывании наружных (накладных) зарядов бризантная работа составляет существенную или преобладающую часть

общей (полезной) работы, в то время как у камуфлетных зарядов бризантная работа составляет небольшую часть общей.

Кумулятивное действие ВВ проявляется в зарядах определенной конструкции, посредством которой местное действие взрыва (пробивное, раскалывающее, инициирующее) проявляется в определенном направлении. Достигается это за счет облицованной выемки в заряде (конической, сферической или параболической формы), которая преломляет и формирует в виде сильно уплотненной струи продукты детонации. Благодаря этому скорость продуктов детонации достигает 8—10 км в секунду и превышает скорость детонации самого ВВ.

Основные свойства грунтов

При строительстве ирригационных сооружений взрывным способом выполняется большой объем земляных работ в различных горногеологических (грунтовых) условиях, в зависимости от которых выбирают технологию ведения работ и средства механизации. При применении механизированных технологий ведения взрывных работ в гидромелиоративном строительстве наибольшее значение имеют следующие свойства грунтов.

Прочность. Учитывая тот факт, что грунты, особенно несвязные, имеют незначительную прочность, не удается пользоваться такими характеристиками, как прочность на одноосное сжатие или растяжение.

Эти характеристики необходимы при расчетах, когда разрабатываются мерзлые или горные породы с целью устройства зарядных полостей в них.

Прочность мерзлых грунтов и пород на растяжение σ_p в 20—30 раз меньше, чем прочность на одноосное сжатие. Из этого следует, что при устройстве зарядных полостей в мерзлых грунтах наиболее выгодно применять заряжающие машины с такими рабочими органами, которые отделяют грунты от массива преимущественно отрывом. Величины прочности различных мерзлых грунтов в зависимости от влажности и температуры приводятся на рис. 1.

Гранулометрический состав, т. е. процентное содержание по весу частиц различной крупности: гальки (40 мм), гравия (2—40 мм), песка (0,25—2 мм), песчаной пыли (0,05—0,25 мм), пылевидных (0,005—0,05 мм) и глинистых (менее 0,005 мм) частиц.

Сопротивление сдвигу. При устройстве зарядных полостей под действием механической нагрузки грунт разрушается в результате деформаций, превосходящих предельные значения. Считается, что эти деформации происходят по плоскостям скольжения (плоскостям, по которым происходит сдвиг частиц относительно других). При разрушении грунта

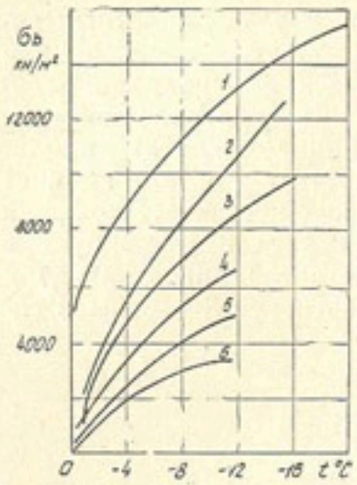


Рис. 1. Изменение прочности при одноосном сжатии мерзлых грунтов в зависимости от температуры и влажности ω (%).

частицы сопротивляются относительно сдвигу. Это сопротивление характеризуется сцеплением. Сопротивление сдвигу по плоскости скольжения увеличивается в результате внутреннего трения частиц, возникающего под действием нормальных напряжений.

Объемная масса, т. е. отношение массы грунта к его объему при естественной влажности. Для грунтов она составляет 1,5—2 т/м³.

Пористость — объем пор, заполненных водой и воздухом, в процентах от общего объема грунта. Она характеризуется коэффициентом пористости, представляющим собой отношение объема занятых водой и воздухом пор к объему твердых частиц грунта.

Отношение пород к воде — водопроницаемость, влагоемкость, консистенция глинистых пород, зависящая, в частности, от степени увлажнения, растворимость в воде и др.

Весовая влажность — отношение веса воды к весу сухого грунта в процентах. При заполнении водой не более $^1/_3$ объема пор грунты считаются сухими, при заполнении от $^1/_3$ до $^2/_3$ объема пор — влажными, более $^2/_3$ объема пор — мокрыми.

Связность (взаимное сцепление частиц) характеризует способность грунта сопротивляться разделению на отдельные частицы под действием внешних нагрузок.

Пластичность — свойство грунта изменять форму под действием внешних сил и сохранять эту форму после удаления внешних сил. Наибольшей пластичностью отличаются влажные глины, песок и др.

Абразивность — способность материала оказывать истирающее действие на другой материал. Абразивность грунтов в значительной степени определяет износ рабочих органов заряжающих машин. Существуют различные методы оценки абразивности, однако все они являются относительными, так как величина износа зависит от удельных давлений, скорости взаимного перемещения, твердости и прочности. При одной и той же прочности и различной твердости величина износа может быть неодинаковой. Наиболее широко пользуются методом, при котором за меру абразивности принят относительный износ ω_0, измеряемый отношением объемного износа стали Δv_c к объемному износу грунта $\Delta v_п$:

$$\omega_0 = \frac{\Delta v_c}{\Delta v_п}.$$

Угол естественного откоса φ — угол конуса, который образуется при осыпании разрыхленного грунта с некоторой высоты. Величина этого угла зависит от коэффициента внутреннего трения и от связности. Для несвязных грунтов угол естественного откоса равен углу внутреннего трения.

Сопротивление грунта вдавливанию. При вдавливании ходовой части или рабочего органа заряжающей машины под опорной поверхностью происходят деформации в условиях, близких к всестороннему сжатию, т. е. когда на элемент грунта действует одновременно окружающий массив и опорная поверхность так, что элемент оказывается сжатым со всех сторон. Чем ближе к поверхности расположен элемент, тем меньше влияние всестороннего сжатия. Вдавливание на небольшую глубину (до 1 см) называется смятием, которое характеризуется коэффициентом сопротивления смятию.

При этом усилие, необходимое для вдавливания опорной поверхности, во много раз меньше, чем при вдавливании ее на значительную глубину. В частности, допускаемые нагрузки для ходовых частей заряжающих машин предусматривают погружение до 12 см. Величина усилия, необходимого для вдавливания опорной поверхности, зависит от ее размеров.

Величины удельных сопротивлений различных грунтов смятию ρ_0 в зависимости от группы грунта колеблются от 5 до 130 кн/м² (от 0,05 до 1,3 кг/см²). Величины допускаемых давлений ρ_g на ходовую часть заряжающей машины составляют 40—1500 кн/м² (0,4—15 кг/см²).

Коэффициент трения грунта о сталь и грунта о грунт. Значительные потери мощности при зарядных работах происходят из-за трения грунта о рабочий орган заряжающей машины и грунта о грунт. Величина коэффициента трения грунта о грунт зависит от того, разрыхлен грунт или нет. На коэффициент трения существенно влияет удельное давление. С повышением удельного давления от 200 до 600 кн/м² коэффициент трения снижается в среднем на глинах до 17, на суглинках до 6,5%. В зависимости от группы грунта величина коэффициента трения грунта о грунт колеблется от 0,5 до 0,9, коэффициента трения грунта о сталь — от 0,73 до 1.

Разрыхляемость — определяется отношением объема разрыхленного грунта $V_р$ к первоначальному объему V (в плотном теле).

Коэффициент разрыхления всегда больше единицы и для одного и того же грунта может быть различным (табл. 1).

Динамические свойства породного массива. В деформируемых средах очаг возмущения окружает зона объемных деформаций среды, т. е. взрыв приводит к изменению плотности среды в окружающей очаг взрыва зоне.

В скальных и полускальных породах, а также в водонасы-

Таблица 1

Значения коэффициента разрыхления некоторых грунтов

Грунт	Коэффициент рыхления
Речной песок и гравий	1,1—1,2
Суглинок	1,2—1,25
Глина	1,3—1,4
Щебень	1,4—1,45
Глинистый сланец	1,4—1,6
Скала	1,8—2,5

щенных нескальных породах эти деформации в основном обратимы, а необратимая составляющая объемной деформации незначительна, часто неощутима.

Объединяемые под общим названием сжимаемых сред нескальные горные породы в неводонасыщенном состоянии (глины, суглинки, пески и лессы), а также различные искусственно изготовленные сыпучие, пористые и волокнистые материалы способны необратимо изменять плотность при динамических нагружениях. Отметим, что статическое нагружение нескальных пород в массиве лишь незначительно изменяет плотность, при более значительных нагрузках происходит пластическое деформирование с образованием призм выпирания. Ударное механическое нагружение уплотняет поверхностный слой, и лишь взрывной импульс приводит к уплотнению на значительную глубину. Способность образовывать различной устойчивости камуфлетные полости с различными уплотненными слоями и углами внутреннего трения зависит от динамических свойств породного массива. Эти факторы положены в основу классификации нескальных пород, которая приведена в таблице 2. При ее составлении использована общая геотехническая классификация П. Н. Панюкова [46], переработанная и дополненная с учетом принятых критериев.

Характер действия взрыва в грунтах

Взрыв заряда ВВ вызывает изменение состояния окружающей среды, которое обусловлено резким повышением давления в зарядной камере. Первоначально стенки зарядной камеры испытывают динамическую нагрузку — удар, определяющий напряжения на фронте волны возмущения в среде. Более продолжительным является квазистатическое давление продуктов детонации, обусловливающее квазистатические напряжения в среде и перемещение разрушенного материала. Волна возмущения, возникающая при взрыве в среде, окружающей заряд, является волной напряжений.

Если поместить сферический заряд взрывчатого вещества в

Таблица 2

Геологическая классификация нескальных пород с учетом их физико- механических и динамических свойств

Подкласс	Физико-механические свойства и показатели по П. Н. Панюкову					Динамические свойства и показатели			
	Строение и свойства пород в массиве	Сцепление, кг/см	Угол внутр. трения, град.	Коэффициент фильтрации	Коэффициент крепости по Протодьяконову	Динамические свойства породного показателя	Показатель простреливаемости, дм³/кг	Расход ВВ на 1 м³ выброса, кг	Характерные представители
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Связные (глинистые) породы с преобладанием эластичных связей									
Малоуплотненные связные породы	Рыхлое сложение, высокие влагоемкость и сжимаемость, тиксотропность, при водонасыщении текучее состояние	Менее 0,5	Менее 10	До 0,05	0,4	Способны образовывать камуфлетные полости, иногда недостаточно устойчивые, окруженные сильно уплотненным (до 15%) слоем породы с повышенным сцеплением. При водонасыщении сильно подвержены тиксотропному разжижению.	250—1400	0,6—2,0	Илы различного происхождения, илисто-глинистые осадки, четвертичные неуплотненные суглинки и супеси, почвы глинистого состава
Среднеуплотненные связные породы	Средняя сжимаемость, в зависимости от влажности находятся в твердом или пластичном (текучем) состоянии, слабо водоустойчивы	0,2—0,05	14—23	До 0,001 в глинах, 0,01 в суглинках	0,3—0,8	Образуют устойчивые камуфлетные полости, окруженные мощным слоем уплотненных (до 10%) пород. Угол внутреннего трения при взрывном уплотнении снижается, сцепление повышается. Возможно тиксотропное разжижение	180—600	1,0—2,6	Глины, суглинки и супеси различного происхождения, некоторые лессовидные суглинки
Плотные и очень плотные связные породы	Содержат в основном связанную воду, при водонасыщении переходят в пластичное состояние, при	0,4—1,5	16—36	Менее 0,001	1,5	Образуют очень устойчивые полости, окруженные слоем уплотненных пород большой мощности (с уп-	70—250	1,5—3,0	Плотные глины и мергели

Продолжение табл. 2.

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	статических нагружениях заметны деформации сжатия, при нагружениях более 5 дан/см² практически водонепроницаемы. При слоистом строении увлажненные контакты резко ослаблены					лотнением до 4—6%), со сниженным углом внутреннего трения и повышенным сцеплением			
Связные породы с преобладанием жестких связей									
Малоуплотненные породы с жесткими связями	Слабая водоустойчивость, просадочность, при водонасыщении переходят в текучее состояние	0,2—0,5	14—23	—	0,9	Устойчивых камуфлетных полостей не образуют. При динамическом уплотнении в сухом состоянии превращаются в несвязную массу	40—200	3,0—6,0	Лессы
Плотные связные породы с жесткими связями	[illegible]	—	—	—	1,4—2,0	Образуют небольшие камуфлетные полости, частично заполненные рыхлым материалом, могут уплотняться без полного разрушения, но со снижением прочностных показателей.	30—250	13—5	Известняки-ракушечники
Несвязные породы									
Песчаные породы	Хорошая водопроницаемость, свободные откосы устойчивы под углами 25—30°, сжимаемы за счет рыхлого сложения	25—30 (в крупнозернистых) 20 (в мелкозернистых)	5—50 1	— —	0,5—0,8	Камуфлетных полостей не образуют. Уплотняются в зависимости от степени разрыхленности при сотрясении. При плотном сложении незначительно уплотняются вокруг очага взрыва.	—	2—4	Пески разной зернистости
Крупнообломочные несцементированные породы	Высокая водопроницаемость и жесткость. Откосы устойчивы под углами 30—45°. Практически несжимаемы без сотрясения.	—	30—45	50—100	1—1,5	То же.	—	3—6	Гравий и галька горных обвалов и россыпей, отложения аллювиального, делювиального и другого происхождения.

пластичный грунт на глубину, значительно большую радиуса разрушения, а затем взорвать его, то на различных расстояниях от центра заряда, учитывая, что грунт обладает изотропными свойствами, образуются концентрические зоны деформации. Физическая сущность процесса развития взрыва следующая: ударная волна сжатия, возникающая в результате взрыва заряда любого типа на границе раздела взрывчатого вещества и грунта, распространяется с определенной скоростью, зависящей от плотности взрываемой среды и внутреннего давления газов, в глубь массива. В примыкающем к заряду слое напряжение сжатия становится намного выше прочности грунта, вследствие чего грунт сжимается, образуя сферическую камуфлетную полость, радиус которой намного превышает радиус заряда. Возникающее при детонации ВВ огромное давление в зоне сжатия, достигающее 10^5 кг/см^2, способствует сильному сжатию скелета грунта, а следовательно, увеличению его объемного веса. Вследствие высокой температуры взрыва (до 4500° С) на внутренней поверхности полости образуются своеобразные наросты спекшегося грунта.

Взрыв заряда ВВ вблизи свободной поверхности сопровождается деформацией грунта, его выбросом и образованием выемки. Процесс образования воронки очень сложный и во многом зависит от свойств взрываемых пород. Однако для всех категорий грунтов можно установить ряд общих закономерностей.

А. Н. Ханукаев [52] на основании изучения кинограмм процесса образования взрывной воронки в песке установил следующее:

продолжительность процесса формирования взрывной воронки во много раз превышает продолжительность воздействия газов;

образование воронки обусловлено запасом кинетической энергии, приобретаемой средой в момент воздействия газов на грунт.

Процесс разрушения грунтового массива протекает следующим образом: при взрыве сосредоточенного заряда вокруг него образуется полость в форме шара. В последующий момент, когда начинает сказываться влияние обнаженной поверхности, полость вытягивается в сторону линии наименьшего сопротивления (ЛНС), принимая форму эллипса. При этом скорость перемещения грунта в сторону ЛНС больше, чем в противоположную. Это обусловлено тем, что под полостью в результате вовлечения в движение дополнительных объемов грунта увеличивается сопротивление его перемещению и сжатию (ввиду постепенного увеличения плотности), а над полостью в основном уменьшается сопротивление грунта перемещению (в связи с ростом обнаженной поверхности). Таким образом, верхняя часть полости по сравнению с нижней быстрее увеличивается в объеме. В момент, когда толщина верхней части оболочки

уменьшается настолько, что происходит разрыв ее, породы в виде отдельных кусков и частиц выбрасываются на некоторое расстояние.

В Институте химической физики АН СССР были проведены опыты с целью выяснения механизма накопления кинематической энергии выбрасываемым грунтом. Взрывы сосредоточенных зарядов массой 24 г проводились в песке [24]. Опытами установлено, что при отражении волны сжатия от свободной поверхности не наблюдается скачкообразного возрастания скорости, что свидетельствует о неупругом характере объемных деформаций в песке. После выхода фронта волны сжатия на свободную поверхность происходит выравнивание скоростей по радиусу, скорость на поверхности плавно возрастает до максимального значения, а вместе с тем увеличивается и кинетическая энергия слоя грунта между свободной поверхностью и плоскостью.

Степень возрастания кинетической энергии выбрасываемого грунта зависит от глубины заложения заряда. Так, при взрыве заряда массой 24 г на глубине 10 см скорость V_{max} примерно в 5 раз больше начальной скорости, а при заглублении заряда на 30 см — примерно в 2 раза.

Возрастание скорости подъема свободной поверхности объясняется только действием давления в продуктах взрыва. При этом условно выделяются две стороны процесса, ведущего к возрастанию кинетической энергии выбрасываемого грунта.

Первая — свободная поверхность ограничивает прирост массы грунта, вовлекаемого волной в движение, и приводит к уменьшению напряжений в грунте. В результате этого потери энергии на нагрев грунта за фронтом волны, которые при взрыве заряда камуфлета достигают 60—70% всей энергии взрыва, уменьшаются. Приток же энергии к движущейся массе грунта со стороны продуктов взрыва не изменяется и начинает превышать затраты на пластическое деформирование грунта.

Вторая сторона — ускоренное движение грунта в направлении свободной поверхности приводит к нарушению симметрии. Это, в свою очередь, ведет к тому, что в единицу телесного угла в направлении выброса будет передана большая энергия, чем в противоположном направлении. Нарушение центральной симметрии полости происходит все быстрее с уменьшением глубины заложения заряда.

Таким образом, механизм выброса при взрыве в песчаном грунте можно представить как процесс выталкивания грунта продуктами взрыва.

Механизм передачи энергии при взрывании сосредоточенных зарядов массой 1, 10 и 1000 т в связных грунтах авторы схематически расчленяют на три стадии.

Первая стадия охватывает период от момента детонации ВВ до момента выхода волны сжатия на свободную поверхность.

В течение этого периода движение грунта подобно движению при взрыве в безграничной среде.

На второй стадии энергия продуктов взрыва расходуется преимущественно на ускорение движения грунта в направлении к свободной поверхности. Первоначально центрально-симметричное поле скоростей поверхности достигает значений, которые заметно превышают скорости на фронте волны сжатия. При этом образуется характерный купол поднимающегося грунта. Толщина купола незначительна и уменьшается по мере его подъема. При дальнейшем движении купол разрушается, образуя массив летящих кусков. К концу второй стадии, когда происходит полное разрушение купола, энергия продуктов взрыва практически полностью исчерпана.

Третья стадия — это инерционный разлет грунта в поле силы тяжести. Дальность разлета грунта определяется запасенной в кусках кинетической энергией, углом вылета и силой сопротивления воздуха.

Такова в общих чертах картина взрыва на выброс.

К изложенному необходимо добавить, что при взрывах массой до 10 т объем выброшенной породы практически пропорционален массе заряда. Это свидетельствует о геометрическом подобии воронок, образуемых взрывами разного масштаба. Исследование кинематики движения среды также показало, что начальные стадии выброса развиваются в соответствии с принципом геометрического подобия. Таким образом, пространственно-временные характеристики процесса выброса на начальных стадиях его развития и размеры воронок, отнесенные к линейному размеру заряда или к пропорциональной ему величине $\sqrt[3]{C}$, оказываются одинаковыми при взрывах разного масштаба. Например, для взрыва 1 т ВВ в глине $R/\sqrt[3]{C} = (0{,}87—0{,}05)$, для взрыва 10 т ВВ — $R/\sqrt[3]{C} = (0{,}84—0{,}04)$.

Следовательно, путем модельных опытов с малыми зарядами выброса можно рассчитать действие значительных по массе зарядов.

Существующие представления о затратах энергии при взрыве весьма разнообразны и противоречивы. Одни исследователи считают, что при расчете заряда выброса необходимо учитывать затраты энергии на преодоление силы тяжести пород, другие — затраты энергии на преодоление сил сцепления, третьи — на преодоление силы тяжести и сил сцепления по боковой поверхности взрывной воронки.

Как показали исследования по кинематике движения среды, расчет зарядов выброса нельзя вести, исходя только из затрат энергии на преодоление силы тяжести и сил сцепления. Зависимости для расчета величины заряда должны учитывать затраты энергии на упругие деформации. В производственных условиях основные параметры рассчитывают по эмпирическим формулам.

Проверка этих формул специальными экспериментами, а главное, данными широких производственных опытов позволяет считать их достаточно надежными для тех условий взрывных работ, применительно к которым они составлены.

Систематизированные сведения о получении профильных выемок в грунтах с помощью взрыва и методики их расчета содержатся в работах Г. П. Демидюка, М. М. Докучаева, Г. И. Покровского. Как правило, методики основываются на использовании взрыва сосредоточенных и скважинных зарядов, расположенных вдоль оси будущей выемки в один, два и более ряда. При взрывном методе создания выемок применяют только усиленные заряды выброса. Это обусловлено тем, что при взрывах с усиленным показателем выброса достигается наибольший объем выброшенной породы из выемки и соответственно увеличивается видимая глубина выемки.

Видимая глубина в глинистых и суглинистых грунтах

$$P = 0{,}5 \cdot W \cdot n,$$

где W — линия наименьшего сопротивления,

n — показатель выброса.

От глубины выемки зависит угол откоса, однако при взрывании на выброс можно лишь в ограниченных пределах изменять угол. В этом случае не всегда сечение выемки строго соответствует требованиям, предъявляемым при машинном способе проходки. Поэтому иногда при взрывании на выброс, чтобы получить сечение, близкое к заданному, приходится выбрасывать лишний объем грунта и превышать размеры выемки поверху или уменьшать глубину выемки.

Взрывные параметры устанавливают графически с таким расчетом, чтобы воронки взрыва по возможности точнее соответствовали требуемому профилю выемки.

Важным фактором при взрывной проходке выемок является правильное установление расстояния между зарядами. Выемка практически постоянного сечения при взрыве одинаковых сосредоточенных зарядов с равным заглублением, расположенных в один ряд, образуется при условии, что расстояние между зарядами

$$a = \frac{n+1}{2} W.$$

Если заряды расположены несколькими параллельными рядами, то расстояние между рядами равно расстоянию между зарядами, то есть

$$b = a = \frac{n+1}{2} W.$$

Сосредоточенные заряды выброса рассчитываются по формуле М. М. Борескова:

$$C = qW^3(0{,}4 + 0{,}6n^3),$$

где q — удельный расход ВВ.

Как установлено практикой взрывных работ, эта формула справедлива только при глубине заложения заряда до 25 м. При большей глубине заложения в формулу вводят поправку:

$$C = qW^3(0{,}4 + 0{,}6n^3)\sqrt{\frac{W}{25}}.$$

Метод взрывания на выброс включает следующие варианты:

двусторонний выброс грунта с однорядным и многорядным расположением зарядов;

односторонний направленный выброс с двухрядным или многорядным расположением зарядов, при котором основная часть выбрасываемого грунта перемещается в заданном направлении.

В практике взрывных работ большое применение получили взрывы с двусторонним выбросом. При этом самым простым и самым выгодным является однорядное размещение зарядов. В этом случае наименьший расход ВВ и наибольший объем выброшенного грунта. Однако при таком расположении зарядов создается выемка небольшой ширины по дну. Поэтому при необходимости образования более широких выемок применяют 2—3-рядное расположение зарядов, а иногда и взрывание с большим числом рядов.

Ширину выемки поверху определяют по формуле

$$L_B = 2nW + b(m - 1),$$

где m — число рядов зарядов.

Ширина выемки понизу $L_H = b(m - 1)$.

При двухрядном расположении зарядов показатель действия взрыва n принимают равным для обоих рядов, при трехрядном расположении для зарядов среднего ряда n берут на 0,5 больше, чем для крайних рядов.

При многорядном двустороннем выбросе для достижения максимального выброса вначале взрывают заряды крайних рядов, затем усиленные заряды среднего ряда. При этом время замедления взрыва усиленных зарядов должно быть таким, чтобы разрушенная и поднятая взрывом зарядов первой очереди масса грунта получала поступательное направленное движение под действием более мощных зарядов среднего ряда. Выброшенный за пределы выемки грунт образует по бортам ее гребни. Наибольшая высота гребня — вблизи выемки, с увеличением расстояния от оси выемки она уменьшается.

Иногда невыгодно расположение выброшенного грунта по обе стороны выемки. В этих случаях прибегают к взрыву с направленным выбросом, при котором основная масса грунта распределяется на одном из бортов выемки (до 80%).

Теоретические основы расчета зарядов рассмотренных систем направленного выброса грунта разработаны Г. И. Покровским [50] на основе закономерностей внешней баллистики.

Направленный односторонний выброс осуществляется взрывом не менее двух рядов зарядов. При этом показатель действия взрыва второго ряда (основного), направляющего большую часть взорванного грунта в одну сторону, принимается на 0,5 больше зарядов первого ряда (вспомогательного).

Направленный выброс достигается разновременным взрыванием рядов зарядов. Так, если необходимо произвести направленный выброс при двухрядном расположении зарядов, то сначала одновременно взрывают заряды вспомогательного ряда. В результате образуется выемка, параллельная оси основной выемки, и создается обнаженная поверхность для зарядов основного ряда. Поэтому при взрыве зарядов этого ряда через определенное время после взрыва зарядов вспомогательного ряда основная масса взорванного грунта благодаря боковому направлению ЛНС выбрасывается в сторону обнаженной поверхности. При этом в том же направлении увлекается и взорванная и поднятая вверх порода от взрыва зарядов вспомогательного ряда.

Время замедления зависит от величин W и n; в практике при замедленном взрывании его принимают равным 2—4, а при короткозамедленном взрывании определяют по формуле $t = K \cdot W$, где K — коэффициент, зависящий от крепости и свойств пород (для мягких пород K=6).

В последние годы теоретические и экспериментальные исследования, проведенные в СССР, показали, что направленность и объем выброса породы можно увеличить методом плоских зарядов.

Предложенный М. А. Лаврентьевым [33] метод направленного выброса состоит в том, что метаемый объем грунта обкладывают со всех сторон слоем ВВ, который в результате взрыва и сообщения грунту импульса создает как бы «твердую стенку», препятствующую боковому разлету грунта. Толщина слоя ВВ увеличивается в направлении, обратном движению выброса, и определяется свойствами грунта и дальностью бросания. При таком способе размещения плоских зарядов можно достичь 100%-ной направленности выброса.

При одностороннем направленном выбросе возможны и другие способы применения плоских зарядов. В частности, предложенные А. А. Черниговским [53] методы плоских и клиновидных зарядов, заложенных непосредственно во взрываемом массиве, дают достаточно эффективный направленный выброс. Эти методы отличаются от изложенного выше тем, что отсутствуют прижимные заряды.

Для производства одностороннего направленного выброса в случае горизонтальной свободной поверхности под взрываемый объем породы закладывают клиновидный заряд. По своему действию он эквивалентен системе трех плоских зарядов.

Если свободная поверхность примыкает под некоторым уг-

лом к горизонту, то применяют заряд в виде тонкой пластины. Расчеты показывают, что при данном взрывном методе толщина плоских зарядов может колебаться в широких пределах (в зависимости от объема выбрасываемой породы. дальности бросания и пр.). Очевидно, плоский заряд небольшой толщины практически невозможно заложить под взрываемый массив. Поэтому плоский заряд можно заменить эквивалентной по действию системой камерных и скважинных зарядов, располагаемых в одной плоскости.

В отечественной практике метод плоских зарядов, несмотря на ряд преимуществ, не получил распространения из-за сложности ведения работ, отсутствия четких практических рекомендаций для определенных горно-геологических условий, малой экономической эффективности.

ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА, СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ВЗРЫВАНИЯ

В 1962 г. в г. Будапеште была принята Международная Единая классификация промышленных взрывчатых веществ и средств электрического взрывания.

В СССР, в соответствии с этой классификацией, принята классификация промышленных взрывчатых веществ, обязательная для всеобщего пользования. По указанной классификации промышленные ВВ разделены на непредохранительные и предохранительные.

Непредохранительные ВВ делятся на два класса:

применяемые на открытых работах;

для открытых и подземных работ, не опасных по скоплению газа и пыли.

Предохранительные ВВ делятся на четыре класса:

ограниченного применения и специального назначения (для работ в условиях, опасных наличием водорода и тяжелых углеводородов);

для взрывных работ по углю;

повышенной предохранительности (взрыв открытого заряда 200—1000 г не вызывает воспламенения метана и угольной пыли);

высокопредохранительные ВВ (взрыв открытого заряда до 2000 г не вызывает воспламенения метана и угольной пыли).

По степени опасности при хранении и перевозке взрывчатые материалы подразделяеются на пять групп:

I — ВВ с содержанием более 15% жидких нитроэфиров, нефлегматизированный гексоген, тетрил;

II — аммиачноселитренные ВВ, тротил и сплавы его с другими нитросоединениями, ВВ с содержанием жидких нитроэфиров не свыше 15%, флегматизированный гексоген, детонирующий шнур;

III — порох дымный и бездымный;

IV — детонаторы и КЗДШ;

V — перфораторные заряды и снаряды с установленными в них взрывателями.

Кроме этого, взрывчатые вещества подразделяются по характеру действия взрыва — на бризантные, фугасные и др.; по составу — на аммиачно-селитренные; нитроглицериновые, нитропроизводные ароматического ряда, оксиликвиты, азиды, соли гремучей кислоты; по структурному состоянию — на порошкообразные, крупнодисперсные, прессованные, литые, пластические, водонаполненные; по свойствам — на водоустойчивые, стойкие, гигроскопичные.

Взрывчатые вещества для строительства каналов и коллекторов

Для строительства каналов и коллекторов взрывами на выброс применяются взрывчатые вещества, обладающие преимущественно метательными свойствами, а также удовлетворяющие требованиям безопасности при хранении, транспортировании и обращении. Эта группа промышленных ВВ допущена Едиными правилами безопасности при взрывных работах только для открытых работ.

В состав этой группы входят аммиачно-селитренные взрывчатые вещества и нитросоединения.

Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества представляют собой механические смеси аммиачной селитры с другими взрывчатыми и невзрывчатыми веществами, не содержащими нитроэфиров. Аммиачная селитра впервые была изготовлена Глаубером в 1658 г. и описана под наименованием «пламенный нитрат». По внешнему виду селитра представляет собой белое или слабо-желтое кристаллическое вещество, полученное взаимодействием аммиака и азотной кислоты

$$NH_3 + HNO_3 = NH_4NO_3.$$

Аммиачная селитра может существовать в нескольких кристаллических модификациях, каждая из которых устойчива в определенном интервале температур. При нагревании или охлаждении она может переходить из одной модификации в другую. Полиморфные превращения селитры влекут за собой изменение плотности кристаллов и выделение или поглощение тепла.

Насыпная плотность селитры в зависимости от способа и условий кристаллизации находится в пределах 0,86—0,97 г/см³. Безводная селитра плавится при температуре 169,1°. При наличии влаги температура плавления селитры значительно снижается.

Аммиачная селитра хорошо растворяется в воде. Ее растворение происходит со значительным поглощением тепла. При растворении 6 частей селитры в 10 частях воды температура понижается приблизительно на 27°. Аммиачная селитра не взаи-

модействует с Al и Fe, и эти металлы могут служить материалом для изготовления различных заряжающих устройств. Гигроскопичность аммиачной селитры высокая. Гигроскопическая точка, выражаемая в процентах относительной влажности, составляет при 10° — 15,3%, при 25° — 62,7%, а при 50° — 48,1%. Наличие в аммиачной селитре примесей других растворимых в воде веществ обычно ведет к снижению гигроскопической точки. Исключение составляют лишь такие примеси, которые образуют двойные соли.

При рассмотрении химических реакций разложения аммиачной селитры в качестве реакции взрывчатого разложения чаще всего приводят одно из разложений Бертло.

$$2NH_4NO_3 \rightarrow 2N_2 + O_2 + 4H_2O.$$

Считают, что эта реакция должна идти при возбуждении взрыва аммиачной селитры взрывом ВВ или даже под действием нагревания, при t = 400° С и выше, при этом распад аммиачной селитры протекает со взрывами по уравнению:

$$4NH_4NO_3 = 2NO_2 + 3N_2 + 8H_2O + 29{,}5 \text{ ккал/моль}.$$

Следовательно, аммиачная селитра имеет положительный кислородный баланс и относится к слабым взрывчатым веществам. Одно время аммиачную селитру нерационально использовали в качестве самостоятельного ВВ. Для возбуждения взрыва аммиачной селитры требуется мощный промежуточный детонатор. В настоящее время аммиачную селитру в чистом виде для взрывных целей не применяют из-за ее низких взрывных свойств.

Однако, учитывая, что один грамм аммиачной селитры при разложении выделяет 0,2 г кислорода, обычно связанного с азотом в виде окислов, но способного окислить органические добавки, если они примешаны к селитре, ее используют в качестве компонента взрывчатых смесей. От многих других окислителей аммиачная селитра отличается тем, что в продуктах ее разложения не содержится твердых веществ. Поэтому ВВ на ее основе являются более работоспособными, чем ВВ на основе других окислителей, дающих при разложении твердый остаток. Самым распространенным взрывчатым веществом, в состав которого входит более 70% аммиачной селитры, считаются аммониты.

К аммиачно-селитренным взрывчатым веществам, применяемым при строительстве каналов и коллекторов, относятся также гранулиты, зерногранулиты и другие простейшие взрывчатые вещества.

Н и т р о с о е д и н е н и я. Некоторые взрывчатые вещества этой группы входят в качестве составных частей аммиачно-селитренных ВВ, а также для снаряжения капсюлей-детонаторов

Таблица 3

Характеристика взрывчатых веществ, предназначенных для взрывной проходки открытых выемок в сухих грунтах

Взрывчатое вещество	Состав взрывчатого вещества	Плотность заряжания, г/см³	Теплота взрыва, ккал/кг	Работоспособность, км/сек.	Скорость детонации, км/сек.	Критический диаметр открытого заряда, мм	Отпускная цена, руб./т
Гранулотол*	Гранулированный тротил	1	825	285—295	5—10	5—10	300
Аммонит № 6 ЖВ*	Смесь водоустойчивой аммиачной селитры с тротилом	1,0 —1,2	1030	360	4,0	12	180
Аммонит № 7 ЖВ*	То же	1,0 —1,2	995	350—370	3,5—4,0	11—13	167
Зерногранулит 79/21	Гранулированная селитра с чешуированным тротилом	0,9 —1,0	1030	360—370	3,0—3,6	50—60	167
Игданит	Омасленная гранулированная селитра	0,8 —0,9	900—920	320—330	2,2—2,7	120—160	62
Гранулит	То же	0,9	920	320—330	2,6—3,6	70—100	112
Гранулит АС-8	Омасленная гранулированная селитра с алюминиевой пудрой	0,87—0,92	1242	410—430	3,0—3,6	80—100	185
Гранулит АС-4	То же	0,8 —0,85	1080	390—410	4,6—3,2	100—120	152
Гранулит С-2	Омасленная гранулированная селитра с древесной мукой	0,8 —0,85	917	320—330	2,4—3,2	120—150	115
ГЛВВ 80/20	Раствор аммиачной селитры, гранулированный тротил	1,5 —1,6	1010	—	6,4—6,7	100	150—160
ГЛВВ 65/35	То же	1,5 —1,6	1010	—	6,4—6,7	100	150—160

* Рекомендуется к применению в качестве промежуточного детонатора.

и детонирующего шнура. Основным представителем нитросоединений является тротил (тринитротолуол — $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$). В порошкообразном виде он светло-желтого цвета с плотностью 0,85—1 г/см³. Тротил детонирует от капсюля-детонатора и имеет отрицательный кислородный баланс. При взрывании в воде он не теряет своих взрывчатых свойств, малочувствителен к удару и трению. Тротил не гигроскопичен, нерастворим в воде и относится к сильнобризантным ВВ. Благодаря указанным свойствам тротил входит в состав аммиачно-селитренных и простейших водонасыщенных ВВ. В чистом виде тротил для массовых взрывов в грунтах не применяется в связи со сравнительно высокой стоимостью. Ассортимент основных промышленных ВВ, допущенных к применению Едиными правилами безопасности на открытых работах, приведен в таблице 3.

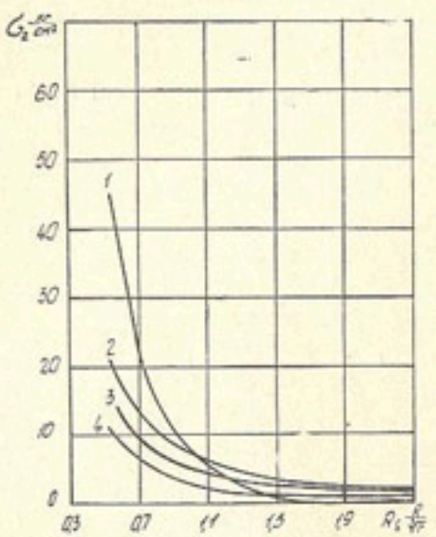


Рис. 2. Изменение радиальных напряжений от относительного расстояния при взрывании сосредоточенных камуфлетных зарядов гексогена (1), аммонита (2), тротила (3) и алюмотола (4).

На рисунке 2 приведены полученные экспериментальные кривые, характеризующие затухание в супеси весовой влажности 13—14,5% максимальных напряжений на фронте взрывной волны при взрывах камуфлетных зарядов гексогена, аммонита и тротила. Как видно из этих данных, наиболее высокобризантное взрывчатое вещество гексоген дает взрывной импульс с высоким первоначальным уровнем напряжений, быстро падающих на сравнительно коротком расстоянии.

Более низкий первоначальный уровень напряжений — при взрыве тротила и аммонита, однако более медленное затухание приводит к тому, что на расстоянии, равном 10—12 радиусам заряда, уровень напряжений при взрыве этих зарядов превышает уровень напряжений при взрыве гексогена. Характерно, что на всем протяжении измерений (до $r_0=30R$) уровень напряжения при взрыве зарядов аммонита был выше, чем при взрыве зарядов тротила.

Соответствующие зависимости аппроксимируются следующими формулами при $5<r_0<30$:

для гексогена $\sigma_r = 4645,\ r_0 - 3{,}11;$
для тротила $\sigma_r = 145,\ r_0 - 1{,}63;$
для аммонита $\sigma_r = 292,\ r_0 - 1{,}21.$

На основании экспериментов можно сделать вывод, что при глубинном уплотнении породного массива взрывами камуфлетных зарядов более целесообразно применение аммонита, а также более низкобризантных взрывчатых веществ — зерногранулита, игданита и т. д.

При проведении авторами опытных работ по взрывам на выброс при выполнении опытно-промышленных работ по проходке взрывным способом выемок Каракумского канала имени В. И. Ленина и Главного Мургабского коллектора (Туркменская ССР) расход тротила (чешуированного) на 1 м³ выемки превышал расход аммонита, зерногранулита и игданита на 15—25%. Во всех случаях влажность пород была не выше 10—12%. Более или менее существенной разницы в расходе трех последних взрывчатых веществ на 1 м³ выемки отмечено не было.

Из практики следует, что 60—80% прямых затрат на взрывную проходку открытых выемок составляют затраты на взрывоматериалы. Очевидно, чем меньше стоимость используемого типа ВВ, тем меньше стоимость взрывной проходки.

Для выбора наиболее экономичного типа ВВ необходимо пользоваться показателем отношения стоимости 1 кг ВВ к теплоте взрыва. Величина этого показателя имеет следующие значения (коп./ккал):

Аммонит № 6 ЖВ	— 0,0169
Зерногранулит	— 0,0165
Гранулит С-2	— 0,0132
Гранулит АС-4	0,0135
Игданит	0,0069.

Наиболее низкий показатель имеет игданит, изготавливаемый на месте работ из гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива; из взрывчатых веществ заводского изготовления — гранулит С-2 и АС-4.

С учетом изложенных в таблице 3 данных приведены рекомендуемые для взрывной проходки выемок каналов и коллекторов в сухих связных грунтах взрывчатые вещества и их основные свойства.

При взрывании в обводненных зарядных траншеях наряду с водоустойчивыми взрывчатыми веществами заводского изготовления можно применять экономичные растворонаполненные изготовленные на месте ифзаниты. Их основной составной частью, как и игданитов, является аммиачная селитра.

Хорошие результаты показывают также залитые водой некондиционные (вследствие превышения срока хранения) пироксилиновые пороха.

Простейшим взрывчатым веществом при строительстве каналов и коллекторов является игданит. Низкая стоимость гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива, а также простота их изготовления обусловливают относительно низкую стоимость игданитов по сравнению со взрывчатыми веще-

ствами заводского изготовления. Так, стоимость 1 т селитры составляет около 70 руб.; зерногранулита — примерно 160, аммонита — 180, тротила — более 300 руб. при практически равной эффективности. Хранение селитры допустимо на обычных складах, перевозка без специальной охраны. Это также повышает экономичность взрывных работ и позволяет наиболее просто организовать производство в полевых условиях. В большинстве случаев нет необходимости строить расходные склады ВВ, можно ограничиться передвижными взрывопунктами, выпускаемыми серийно на шасси автомашин ЗИЛ или МАЗ.

Гранулированная структура игданита значительно увеличивает ширину зоны химического превращения в детонационной волне и изменяет характер протекания взрыва. Вместо резкого повышения давления и быстрого спада его при взрыве тонкодисперсных ВВ игданит обеспечивает постепенное увеличение начального давления с последующим уменьшением. Это приводит к значительному увеличению времени воздействия продуктов детонации на окружающий заряд грунт. В результате снижается измельчающее действие взрыва в месте контакта грунта с зарядом. С увеличением времени воздействия продуктов взрыва общие формы работы взрыва проявляются на больших расстояниях от заряда, что обусловливает увеличение объема уплотняемого и выбрасываемого грунта.

Наиболее эффективно использование игданита при механизированной технологии изготовления ВВ. Безопасность компонентов игданита при смешении допускает изготовление ВВ непосредственно на месте взрывных работ. При заряжании игданитом скважин и камер на карьерах компоненты (аммиачная селитра и дизельное топливо) смешивают на месте работ или с помощью смесительной установки, которую устанавливают около склада ВВ. В последнем случае аммиачную селитру конвейером подают от склада к дробилке, где она подвергается интенсивному измельчению. Через бункер селитра поступает в смесительную камеру, здесь посредством насоса опрыскивается дизельным топливом и загружается в кузов автосамосвала или транспортно-зарядной машины. Такую технологию можно успешно применять при изготовлении в оболочках линейно-протяженных зарядов игданита небольшого удельного расхода.

Для изготовления мощных траншейных зарядов с удельным расходом, превышающим несколько сотен килограммов, требуется несколько стационарных смесительных установок и большое число транспортно-зарядных машин. Однако по мере продвижения фронта взрывных работ необходим частый демонтаж и монтаж смесительных установок, что отрицательно отражается на производственном ритме. Поэтому в этих условиях применение описанной технологии нецелесообразно, особенно если учесть нестандартность оборудования.

Зарядка большого числа скважин или камер игданитом занимает довольно продолжительное время (иногда несколько суток). За этот период часть жидкого компонента теряется и происходит перераспределение дизельного топлива по высоте заряда. При нарушении оптимального состава снижаются взрывные свойства смеси. Так, исследованиями [29] установлено, что с изменением содержания дизельного топлива в игданите значительно изменяется теплота взрыва, определяющая общую энергию химического превращения ВВ. Наибольшей теплотой взрыва (904 ккал/кг) обладает игданит с нулевым кислородным балансом, содержащий около 5,5% дизельного топлива (рис. 3). При уменьшении количества дизельного топлива в игданите до 2% теплота взрыва снижается до 540 ккал/кг, то есть почти в 2 раза. Аналогичное явление наблюдается и при значительном увеличении жидкого компонента.

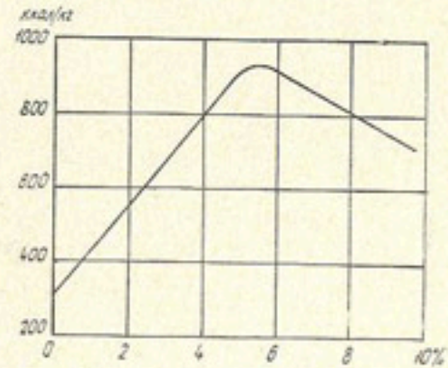


Рис. 3. Изменение теплоты взрыва (ккал/кг) игданита от содержания дизельного топлива (%).

Таким образом, для предотвращения частичной потери взрывных свойств игданита, вызванной длительным заряжанием, при использовании траншейных зарядов игданита необходимо довести до минимума цикл приготовления ВВ и его зарядки. В то же время известно, что потенциальная энергия заряда определяется зависимостью

$$A = q\rho V,$$

где q — удельная потенциальная энергия ВВ, кал/кг;
ρ — плотность ВВ, г/см³;
V — объем ВВ, см³.

Произведение ρV выражает массу ВВ, а q — объемную концентрацию энергии взрыва. Следовательно, при постоянном объеме зарядной выработки энергия ВВ изменяется пропорционально объемной концентрации энергии $q_{об.}$, зависящей как от удельной энергии взрывчатого вещества q, так и от плотности заряжания. Отсюда можно сделать вывод, что при использовании игданитов максимального значения q можно достичь за счет заливки оптимального количества дизельного топлива (5,5%), а оптимальной плотности селитры $\rho_{сел.}$ — более плотной упаковкой гранул. Поэтому наиболее целесообразно применение плотной слежавшейся аммиачной селитры в мешках.

Обычно использование селитры в мешках вызывает серьезные помехи при механизации процессов изготовления и заряжания игданита на карьерах. В связи с этим при строительстве Каракумского канала им. Ленина применено приготовление иг-

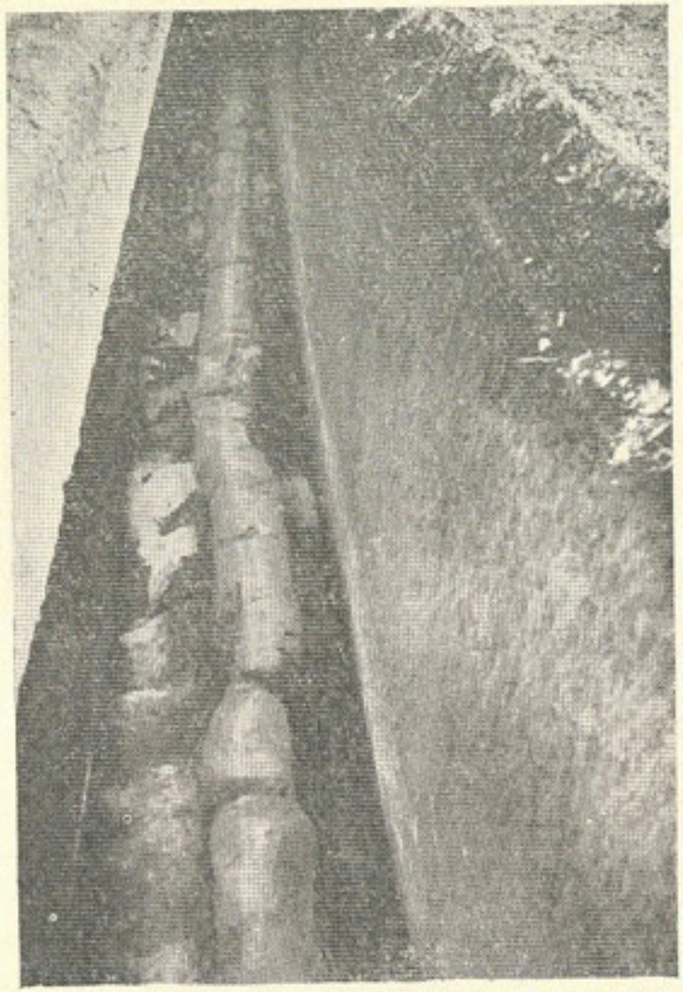


Рис. 4. Мешки аммиачной селитры в траншее.

данита непосредственно в траншее. Аммиачную селитру в мешках укладывают на дно траншеи по всей длине в несколько рядов (рис. 4). Затем в крафт-бумажных мешках сверху делают надрезы и селитру из автоцистерны заливают дизельным топливом (5—6 л на 100 кг селитры) (рис. 5). Жидкий компонент наиболее удобно заливать с помощью механизированного заправочного агрегата модели 3607 на шасси ГАЗ-52-01, который представляет собой автоцистерну, оборудованную шлангами и счетчиком-метрометром.

Время приготовления ВВ практически равно времени заливки жидкого компонента. Производительность приготовления ВВ составляет 50 т/час.

Проведенная выборочная проверка частей заряда показала хорошее смешивание компонентов и удовлетворительное (близкое к оптимальному) процентное содержание дизельного топ-

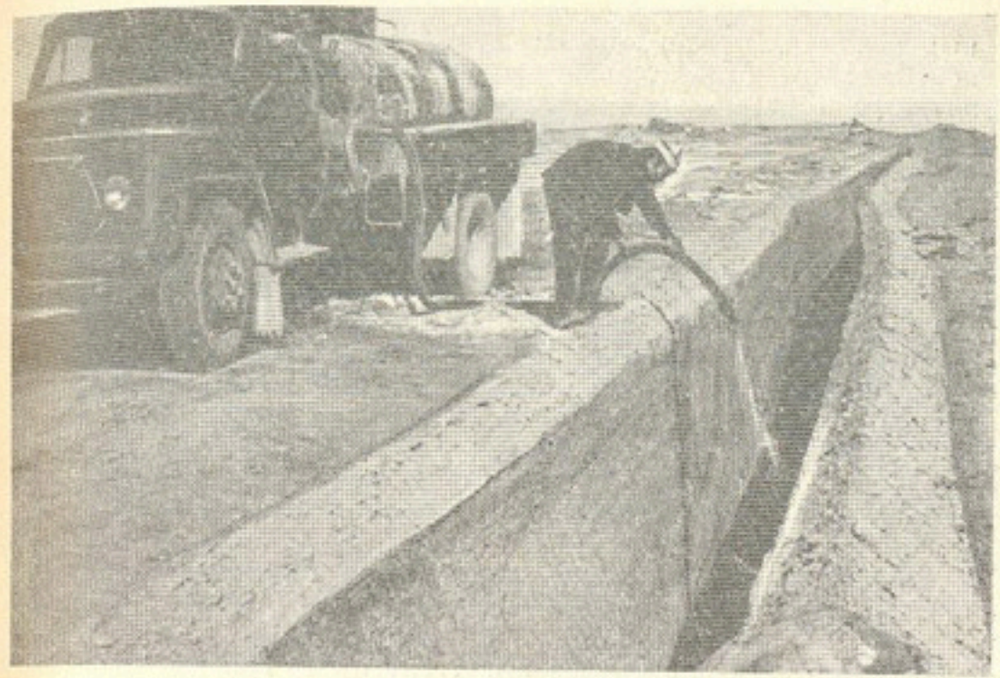


Рис. 5. Получение линейного заряда игданита путем заливки аммиачной селитры дизельным топливом.

лива в мешках селитры. При этом исключаются потери жидкого компонента и ВВ, которые происходили вследствие рассыпания его по дну траншеи и перемешивания с грунтом.

После изготовления траншейного заряда игданита ведут укладку боевиков и механизированную засыпку траншеи грунтом. Это позволяет свести к минимуму время нахождения изготовленного заряда в траншее и достичь оптимального режима взрывания.

Характеристика взрывчатого превращения

Взрывчатые вещества обладают способностью к быстрому химическому разложению, причем при разрушении межмолекулярных связей выделяется тепло. Взрывчатое разложение ВВ происходит в результате тепловых процессов и детонации. Взрывчатое разложение ВВ возможно, если диаметр заряда больше критического. Критическим диаметром детонации является диаметр заряда, при переходе через который детонация прекращается. Величина критического диаметра является мерой детонационной способности ВВ.

Критический диаметр определяется экспериментальным путем, и чем он меньше, тем выше детонационная способность. Процессы взрывчатого разложения в ВВ происходят в детонацион-

Таблица 4

Характеристика инициирующих ВВ, используемых в средствах взрывания

Тип ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Объем газов, л/кг	Температура взрыва, град. К	Давление при взрыве, кг/см²	Работа, кгм/кг	Плотность, г/см³	Кислородный баланс, %	Скорость детонации, м/сек.	Работоспособность, см³	Температура вспышки, °С	Чувствит. к удару (высота падения груза 2 кг/см
Гремучая ртуть	405	316	4450	8800	176 600	3,5	—11,8	5400	110	165	2
Азид свинца	381	308	4300	7000	164 000	4,6	—	5300	115	327	4
Тенерес	418	448	3030	17 900	191 800	2,9	—56,0	5200	110	270	11
Тетрил	1078	412	3810	25 900	492 700	1,0	—47,4	7200	350	195	30
ТЭН	1410	780	4000	43 480	610 000	1,0	—10,1	3200	500	220	30
Гексоген	1310	890	3850	40 000	565 000	1,05	—20,1	8300	520	203,5	30

для возбуждения детонации взрывчатых веществ при огневом взрывании.

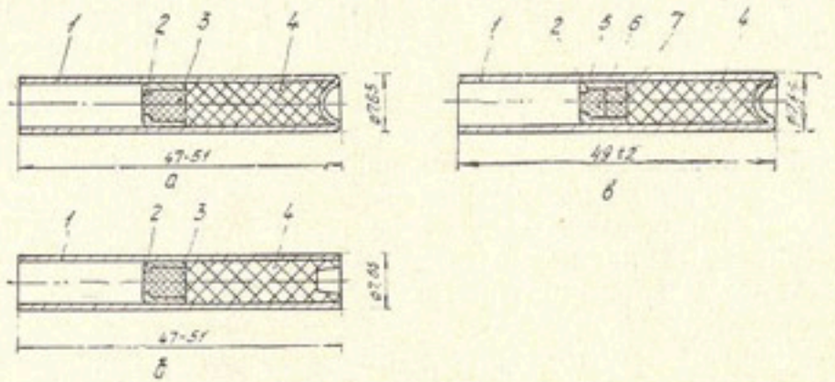


Рис. 6. Капсюли-детонаторы:

а) — № 8М; *б*) — № 8А; *в*) — № 8Б;
1 — гильза, *2* — чашечка, *3* — гремучая ртуть; *4* — тетрил; *5* — шелковая сетка; *6* — тенерес; *7* — азид свинца

Капсюли-детонаторы требуют большой осторожности в обращении. От удара, трения, искры они взрываются, способны отсыревать. Ни в коем случае нельзя их ронять или ударять по ним каким-либо предметом. Попавшая в дульце детонатора соринка удаляется легким постукиванием открытой частью гильзы о ноготь пальца. Отпускная цена 1000 штук капсюлей-детонаторов в бумажных гильзах составляет 21 руб., в металлических — 32 руб. Стандартный деревянный ящик вмещает 5000 капсюлей-детонаторов. Основные размеры, гарантийный срок хранения и характеристика капсюлей-детонаторов приведены в таблицах 5 и 6.

Огнепроводный шнур, соединенный с капсюлем-детонатором,

Таблица 5

Основные размеры капсюлей-детонаторов и гарантийный срок хранения (по ГОСТ 6254—62)

Тип	Наружный диаметр, мм	Тип	Наружный диаметр, мм
№ 8-А	6,8 —7,05	№ 8-С	7,00—7,20
№ 8-М	6,8 —7,05	№ 8-УТМ	6,8 —7,05
№ 8-Б	7,35—7,65	№ 8-УТБ	7,35—7,65

Примечания. 1. Внутренний диаметр 6,3—6,5 мм. 2. Расстояние от края дульца до поверхности чашечки 17—23 мм. 3. Высота капсюля-детонатора № 8-А 47±1,5 мм, остальных 49±2. 4. Гарантийный срок капсюля-детонатора № 8-А 10 лет, остальных 2 года.

образует зажигательную трубку (рис. 7). Зажигательную трубку изготавливают перед началом взрывных работ в специально отведенном помещении. Один конец огнепроводного шнура отрезают перпендикулярно оси для снаряжения капсюля-детонатора, а другой — под углом для увеличения площади воспламенения пороховой мякоти. Места соединения металлического капсюля-детонатора и огнепроводного шнура, обжимают специальным устройством, а при применении картонного капсюля-детонатора эти места обматывают изоляционной лентой. Согласно требованиям правил безопасности, длина огнепроводного шнура должна быть не менее 1 м. Поджигают огнепроводный шнур пеньковым фитилем (хлопчатобумажным или льняным), сердцевина которого пропитана калиевой селитрой. Подожженный фитиль тлеет с сильным накалом, достаточным для моментального поджога обнаженной сердцевины огнепроводного шнура. Время горения 1 см фитиля около 2 минут.

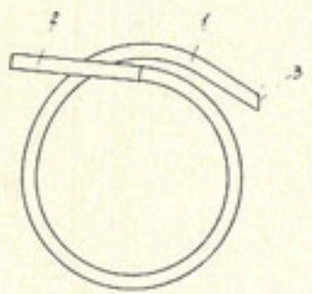


Рис. 7. Зажигательная трубка:

1 — отрезок огнепроводного шнура; *2* — капсюль-детонатор; *3* — место воспламенения огнепроводного шнура

Электродетонаторы. В зависимости от свойств электродетонаторы разделяют: по замедлению — на электродетонаторы мгновенного и коротко-замедленного действия; по мощности — на электродетонаторы нормальной и повышенной инициирующей способности; по антигризутности — на электродетонаторы предохранительные (для подземных разработок; опасных по газу и пыли) и непредохранительные.

Электровоспламенитель всех выпускаемых электродетонаторов унифицирован, что позволяет безотказно взрывать в одной цепи электродетонаторы различных типов.

Проводники электродетонаторов могут быть стальными или

Таблица 6

Характеристика капсюлей-детонаторов, выпускаемых в СССР (по ГОСТу 6254—62)

Тип	Материал		Наименование и вес составных частей заряда, г							
	гильз	чашек	первичного			вторичного				
			тенерес	азид свинца	гремучая ртуть	тетрил	ТЭН	тексоген	полезина (тетрил)	
№ 8-А	Алюминий А0, А1, А2	Алюминий, А0, А1, А2	0,1±0,02 0,1±0,02 0,1±0,02	0,2±0,02 0,2±0,02 0,2±0,02	— — —	1,0 ±0,07 — —	— 1±0,1 —	— — 1±0,1	— — —	— — —
№ 8-М	Медь М1, М2	Латунь Л68 или медь М1 и М2	— —	— —	0,5 ±0,02 0,5 ±0,02 0,5 ±0,02	1,0 ±0,07 — —	— 1±0,1 —	— — 1±0,1	— — —	— — —
№ 8-Б	Бумага патронная	Лента стальная, латунь Л68 или медь М1 и М2	— — —	— — —	0,5 ±0,02 0,5 ±0,02 0,5 ±0,02	1,0 ±0,07 — —	— 1±0,1 —	— — 1±0,1	— — —	— — —
№ 8-С	Биметалл или сталь	То же	— —	— —	0,5 ±0,02 —	1,0 ±0,07 —	— 1±0,01	1±0,1 —	— —	— —
№ 8-УТМ	Медь М1 и М2	Латунь Л68 или медь М1, М2	—	—	0,35±0,02	1,02±0,07	—	—	0,1—0,15	
№ 8-УТБ	Бумага патронная	Лента стальная, латунь Л68 или медь М1 и М2			0,35±0,02	1,02±0,07	—	—	0,1—0,15	
№ 8-УТС	Биметалл или сталь	То же	—	—	0,35±0,02	1,02±0,07	—	—	0,1—0,15	

медными, по требованию заказчика. Длина проводников электродетонаторов: 2,0; 2,5; 3,5 и 4,0 м. По требованию заказчиков длина проводников может быть изменена. Электрическое сопротивление электродетонаторов с медным проводником — 1,6—4,2 ома; со стальным проводником зависит от его длины: при длине 2,0 м она составляет 2,9—5,6; 2,5 м — 3,3—6,5; 3,0 м — 3,7—7,5; 3,5 м — 4,2—8,5; 4,0 м — 4,5—9,5 ома.

Электродетонаторы не взрываются при протекании тока силой 0,18 *а* в течение 5 минут.

Электродетонатор мгновенного действия (рис. 8) представляет собой соединение капсюля - детонатора с электровоспламенителем и проводниками. Он состоит из металлической или картонной гильзы с торцовой кумулятивной выемкой, чашечки с отверстием, первично и вторично инициирующих составов, электровоспламенителя, проводника и пластикатовой пробочки. Кумулятивное углубление в детонаторе служит для усиления инициирующего действия его при взрыве. Чашечка обеспечивает безопасную технологию во время снаряжения детонатора инициирующими составами, уменьшает опасность при перевозке и обращении с ними на местах.

Рис. 8. Конструкция электродетонатора мгновенного действия:

1 — гильза; *2* — тетрил; *3* — колпачок; *4* — азид свинца; *5* — шелковая сетка; *6* — зажигательный состав; *7* — электровоспламенитель; *8* — пластикатовая пробка

Электровоспламенитель представляет собой два очищенных концевика, к которым припаян или приштампован мостик накаливания из тонкой нихромовой, платино-иридиевой или реже константановой проволоки длиной до 5 мм и диаметром около 0,025—0,03 мм. Сопротивление мостика накаливания колеблется от 0,7 до 2,0 ом в зависимости от длины и материала нити накаливания. На мостик наносят каплю воспламенительного состава из двух слоев. Первый слой приготовлен из смеси роданистого свинца, бертолетовой соли (по 50 вес. ч.) и клея (4%-ный нитролак); второй слой — из 78 весовых частей бертолетовой соли и 22 весовых частей древесного угля. Склеивающим веществом служит 26-процентный водный раствор обычного столярного клея.

Назначение электровоспламенителя состоит в том, что при пропускании электрического тока по проводникам происходит накаливание мостика, вследствие чего воспламеняется состав капли, от которой взрываются первичный и вторичный составы детонатора. Характеристика электродетонаторов мгновенного действия приведена в таблице 7.

Таблица 7

Характеристика электродетонаторов мгновенного действия

Марка электродетонатора	Сопротивление электродетонатора, ом	Время срабатывания, м/сек	Максимальный импульс воспламенения, м·сек·a^2	Область применения	Оптовая цена 1 тыс. шт., руб.
ЭД-8-Э	1,6—4,2	2,0— 6,0	2	Для взрывных работ в обводненных условиях	99—123
ЭД-8-Ж (ГОСТ 9089—63)	2,9—9,5	2,0—10,0	2,5	То же	—
ЭД-П (ГОСТ 9089—63)	0,9—1,5	—	4,0	Для взрывных работ в необводненных условиях	101—138
ЭД-8-ЭПС (ГОСТ 9089—63)	2,0—4,2 эк; 1,6—3,6 жк	2,0—10,0	2,5	Для взрывных работ, опасных по газу	93—129
ЭД-8П (МРТУ 3-403—66)	2,0—4,2 эк; 1,6—3,6 жк 2,9—9,5 жк	2,0—10,0	2,5	Для сейсмических работ	78
ЭД-С (ГОСТ 9089—63)	1,5—3,0	—	—	Для взрывных работ на открытых и подземных разработках, кроме шахт, опасных по газу и пыли	—
ЭД-Б (ГОСТ 9089—63)	1,6—4,2	2,0— 6,0	2,5		
ЭД-8-ПМ (МРТУ 3-192-64)	2,0—4,2 эк; 1,6—3,6 жк 2,9—9,5 жк	2,0— 6,0	2,5	Для инициирования переуплотненных 1,6 г/см³ зарядов аммонита типа ПЖВ-20 в шахтах, опасных по газу и пыли	89—131

Примечания: 1. ЭД — предназначаются для применения в местах, опасных по газу и пыли; эк — эластичное крепление мостика; жк — жесткое крепление мостика. 2. Диаметр мостика 0,03 мм; 3. Диаметр жилы из меди 0,5, из стали луженой 0,6 мм. 4. Безопасный ток 0,18 *а*. 5. Минимальный импульс воспламенения для электродетонатора марки ЭД-П 0,7 м·сек·a^2, для остальных электродетонаторов (кроме ЭД-С) 0,6 м·сек·a^2 6. Изоляция жилы электродетонатора марки ЭД-8-ЭПС хлопчатобумажная, остальных — полихлорвиниловая. 7. Мостик электродетонатора ЭД-П платино-иридиевый, остальных — нихром.

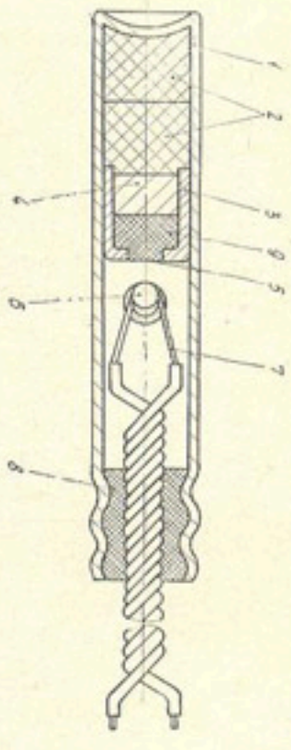


Рис. 9. Конструкция электродетонатора замедленного действия:
1 — гильза; *2* — тетрил; *3* — колпачок; *4* — азид свинца; *5* — шелковая сетка; *6* — зажигательный состав; *7* — электровоспламенитель; *8* — пластикатовая пробка; *9* — замедляющий состав

Электродетонаторы замедленного действия (рис. 9) отличается от электродетонатора мгновенного действия тем, что между электровоспламенителем и первичным инициирующим взрывчатым веществом впрессован столбик замедляющего состава. Как только накалится мостик накаливания, капля воспламенительного состава воспламеняется, от ее вспышки загорается замедляющий состав, который воздействует на первичное и вторичное инициирующие взрывчатые вещества и вызывает взрыв детонатора. Время замедления определяется временем сгорания замедляющего состава и зависит от плотности и длины столбика замедляющего состава. Характеристика электродетонаторов замедленного действия приведена в таблице 8.

Электродетонаторы, независимо от свойств замедления, взрываются безотказно от постоянного тока силой 1 *а* при последовательном соединении и от переменного тока силой 1 *а* при параллельном соединении. При последовательном соединении сила переменного тока должна быть не менее 3*а*. Совместное применение электродетонаторов с медными и стальными проводами в одной цепи возможно только при последовательном соединении.

По требованию потребителей электродетонаторы могут поставляться со специальными контактными зажимами (МРТУ 3-41—63) для надежного соединения проводников при монтаже взрывной цепи, которые применяют следующим образом. Два зачищенных проводника от двух электродетонаторов (рис. 10, а) скручивают между собой двумя-тремя витками (рис. 10, б) и вставляют в отверстие зажима (рис. 10, в), который затем вручную перегибают на 180° (рис. 10, г). Электродетонаторы всех типов (кроме ЭД-8-ЭПС) водостойки, так как изготовляются герметичными и предназначены для взрывных работ в сухих и обводненных местах. При правильном обращении электродетонаторы всех марок безопасны. Гарантийный срок хранения их 1,5 года. При хранении свыше 1,5 года электроде-

Таблица 8

Характеристика электродетонаторов замедленного действия

Марка электродетонатора	Номер замедления	Время замедления		Оптовая цена за тыс. шт., руб.
		м/сек.	сек.	
ЭД-КЗ (МРТУ 3-9—62)	1	25	—	89—131
	2	50	—	
	3	75	—	
	4	100	—	
	5	150	—	
	6	250	—	
	1а	35	—	
	2а	70	—	
	3а	110	—	
ЭД-3Д (МРТУ 3-9—62)	7	—	0,5	138—162
	8	—	0,75	
	9	—	1,0	
	10	—	1,5	
	11	—	2,0	
	12	—	4,0	
	13	—	6,0	
	14	—	8,0	
	15	—	10,0	
ЭД-КЗ-15 (СТУ 79-1389—64)	1Н	15	—	133—139
	2Н	30	—	
	3Н	45	—	
	4Н	60	—	
	5Н	75	—	
	6Н	90	—	
	7Н	105	—	
	8Н	120	—	
ЭД-КЗ-ПМ-25 (МРТУ 3-192—64)	1П	25	—	107—142
	2П	50	—	
	3П	75	—	
	4П	100	—	
Д-КЗ-ПМ-15 (МРТУ 3-192—64)	1ПМ	15	—	107—142
	2ПМ	30	—	
	3ПМ	45	—	
	4ПМ	60	—	
	5ПМ	75	—	
	6ПМ	90	—	
	7ПМ	105	—	
	8ПМ	120	—	

Примечания. 1. Материал мостика накаливания нихром, диаметр его 0,03 мм.

2. Жилы электродетонаторов ЭД-КЗ; ЭД-3Д из меди с полихлорвиниловой изоляцией. Остальных электродетонаторов — из меди или стали с полихлорвиниловой изоляцией, диаметр жилы 0,5 мм.

3. Предельное сопротивление электродетонаторов ЭД-КЗ, ЭД-3Д составляет 2,0—4,2 ома. Остальных электродетонаторов с медной жилой 1,6—3,8, жк, 2,0—4,2, эк, со стальной 2,9—9,5, жк, в зависимости от длины проводов (жк, эк — крепление жесткое и эластичное).

4. Время срабатывания электродетонатора ЭД-ВЗ до 12 м/сек, остальных 2,0—4,2.

5. Безопасный ток электродетонаторов 0,18 *а*.

6. Импульс воспламенения электродетонатора ЭД-3Д составляет 0,6—3,0 м·сек·$а^2$, остальных — 0,6—2,5.

тонаторы должны быть повторно испытаны на соответствие требованиям ГОСТа 6454—62, ГОСТа 9089—63 или действующих технических условий.

Детонирующий шнур (рис. 11) применяется как самостоятельное средство взрывания и в качестве дублирующего элемента (при электрическом взрывании) при массовых взрывах на выброс и предназначен для передачи и возбуждения детонации ВВ.

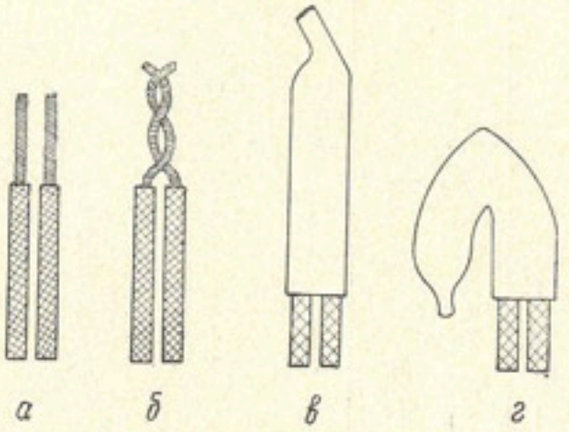


Рис. 10. Соединения проводов электродетонаторов с помощью зажима: *а—г* — последовательность операций

Сердцевина детонирующего шнура состоит из высокобризантных прессованных инициирующих ВВ (тетрила, гексогена или гремучей ртути), навеска которых составляет 12—13 г на 1 м шнура. Оплетка детонирующего шнура трехслойная хлопчатобумажная, средний и наружный слой покрывают влагоизолирующей

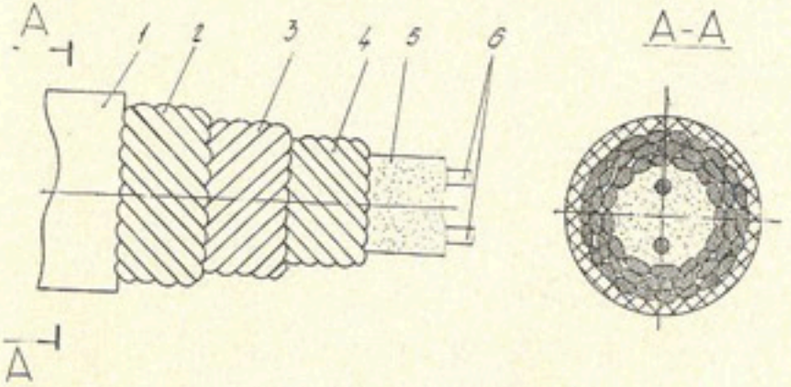


Рис. 11 Детонирующий шнур:
1 — изолирующая оболочка; *2—4* — спиральные оплетки; *5* — сердцевина шнура (ТЭН); *6* — направляющие нити

массой, предохраняющей взрывчатую сердцевину от увлажнения и механических повреждений. При наружной температуре свыше +30°С сети из детонирующих шнуров (ДША и ДШБ) должны прикрываться от действия солнечных лучей. Детонирующий шнур легко и безопасно резать острым ножом на деревянной доске.

Характеристики детонирующих шнуров приведены в таблице 9.

Таблица 9

Характеристика детонирующих шнуров (по ГОСТу 6196—68)

Марка	Диаметр бухты, мм	Длина ДШ, м	Вес ВВ на 1 м шнура, г	Скорость детонации, м/сек	Допускаемая температура, °С	Показатели наружной оплетки	Допускаемое время пребывания в воде, час	Гарантийный срок хранения, годы
ДШ-А	4,8—5,8	50 или 100	12,0	6500	от —28	Водоизолирующая мастика	12	2
ДШ-Б	4,8—5,8	50 или 100	12,5	6500	до +50	То же	24	5 в герметической упаковке
ДШ-В	5,5—6,1	50 или 100	13,0	6500	до +50	Полихлорвиниловый пластикат	24	3. То же 10
ДШТ-165	6	—	14—16	7000	до +165	Полиэтиленовая оболочка	—	5
ДШТТ-180	7,2—9,2 9,2	—	45—50 74—80	7500	до +180	Таблетки гексогена в обертке из фотопластовой ленты и в полиэтиленовой оболочке	—	5
ДШТТ-220	9,2 10,5	—	74—80 84—90	7000	до +220	То же	—	5
ДШУ-33	8	—	33	7000	до +100	В полихлорвиниловой оболочке	Более 24	5
ВДШМ-3	3,2	—	2,5—3	6000	от —50 до +50	То же	15 суток	5

Примечание. ДШ-А имеет белый цвет с одной или двумя красными нитями, остальные марки ДШ имеют красный цвет.

Хранить детонирующий шнур рекомендуется в сухом месте, защищая от действия прямых солнечных лучей и высокой температуры, оберегая от резких ударов. Детонирующий шнур поставляется в бухтах по 50 м. В одном стандартном ящике помещается 12 бухт.

Для инициирования аммиачно-селитренных, нитроглицериновых ВВ детонирующий шнур применяется без капсюля-детонатора. С целью устойчивой детонации зарядов ВВ в боевик вводят детонаторы и детонирующий шнур, конец которого завязывают в компактный узел.

Рис. 12. Схемы соединения отрезков детонирующих шнуров:

а — последовательное; *б* — параллельное; *в* — пучковое; *1* — траншея или скважина; *2* — узел из детонирующего шнура; *3* — заряд ВВ; *4* — капсюль-детонатор; *5* — колодцики из детонирующего шнура; *6* — соединители из детонирующего шнура; *7* — огнепроводный шнур; *8* — магистральная линия из детонирующего шнура; *9* — места соединения концевиков детонирующего шнура с магистральной линией (стрелками показано направление детонационной волны); *10* — заряд простейших ВВ типа игданита

Существуют три типа соединения детонирующих шнуров (рис. 12): последовательное, параллельное и пучковое. При параллельном и пучковом соединении концевики детонирующего шнура присоединяют к магистрали или отрезки шнура соединяют между собой внакладку или внакрутку под острым (рис. 13, а, б) или прямым углом (рис. 13, в, г). Места соприкосновения шнуров обвязывают изолирующей лентой. На рисунке 14 показано часто применяемое соединение детонирующего шнура внакрутку. Концевики и отрезки детонирующего

шнура должны быть соединены таким образом, чтобы их торцы были направлены в сторону действия детонационной волны. Отрезки детонирующего шнура должны довольно плотно прилегать друг к другу и к магистральному шнуру, что обеспечивает безотказность взрывания. Во время монтажа сети после введения шнура в заряд ВВ не рекомендуется шнур резать ножом.

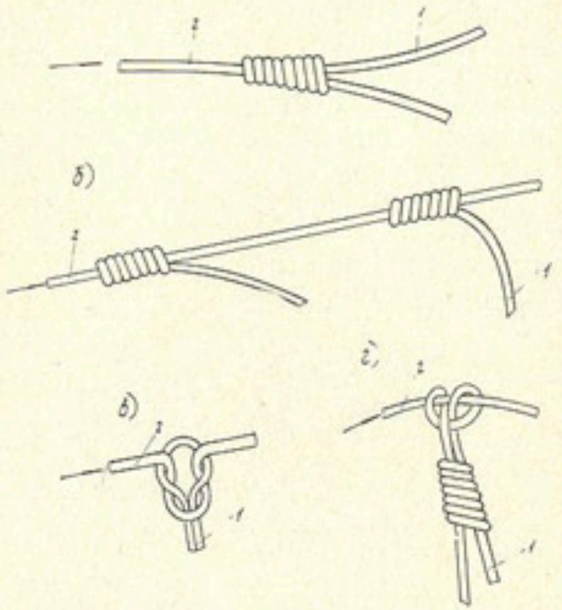


Рис. 13. Схемы соединения детонирующего шнура с магистральной линией:
а, б — под острым углом; *в, г* — под прямым углом (морским узлом);
1 — отрезок детонирующего шнура; *2* — магистральная ветвь детонирующего шнура (стрелками показано направление детонационной волны от инициатора)

Пиротехнические замедлители (рис. 15) применяются для создания миллисекундных замедлений при взрывании детонирующим шнуром. Пиротехнические замедлители (детонационные реле) позволяют создавать замедления на магистральных линиях детонирующего шнура как для группы зарядов, так и для отдельного заряда. Благодаря КЗДШ заряды ВВ взрываются в определенной последовательности и через определенные интервалы времени. Пиротехническое детонационное реле КЗДШ-58 (рис. 15, а) состоит из бумажной трубки, содержащей в себе замедляющий элемент (капсюль-детонатор и пиротехнический замедлитель). Пиротехнический замедлитель представляет собой металлическую гильзу со специальным составом из окиси меди и алюминиевой пудры. При помощи алюминиевых колпачков (4) по обеим сторонам трубки закрепляются два отрезка детонирующего шнура (5): один длиной 350, а другой — 150 мм.

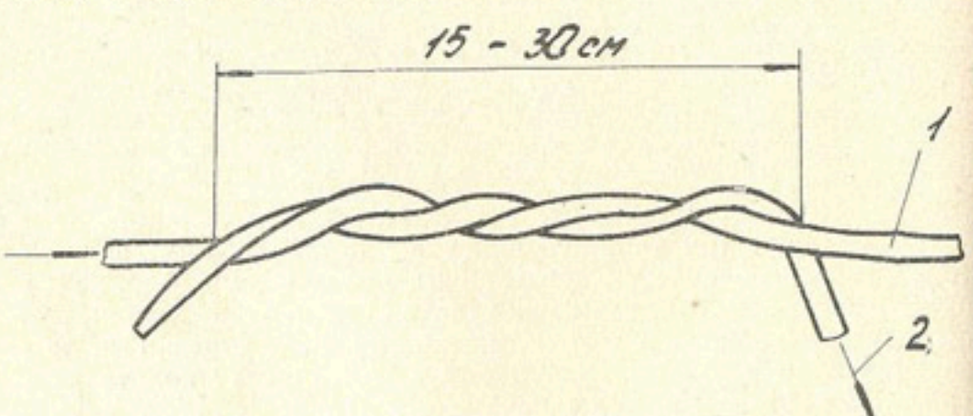


Рис. 14. Схема соединения детонирующего шнура внакрутку:
1 — магистральная ветвь из детонирующего шнура; *2* — отрезок детонирующего шнура (стрелкой показано направление детонационной волны)

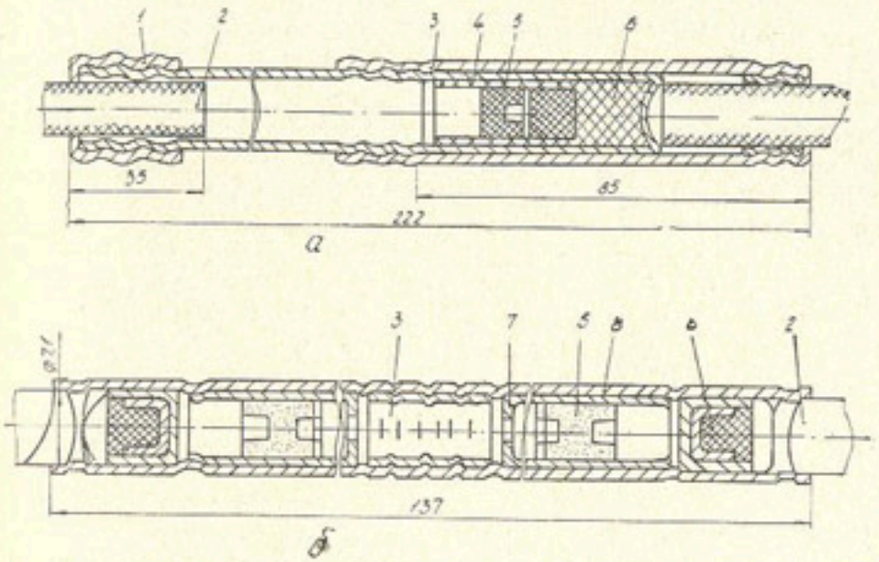


Рис. 15. Схема пиротехнических замедлителей:
а) КЗДШ-58; *б)* КЗДШ-62—2;
1 — наконечник; *2* — шнур детонирующий; *3* — втулка; *4* — трубка бумажная; *5* — замедлитель; *6* — капсюль-детонатор; *7* — промежуточный колпачок; *8* — трубка металлическая

Срез короткого отрезка детонирующего шнура вставлен в капсюль-детонатор. Замедляющий элемент закреплен в трубке фиксатором. Между длинным отрезком шнура и капсюлем-детонатором с замедлителем остается пустое пространство длиной 100 мм. На поверхности бумажной гильзы черной краской нанесены стрелка и цифры, указывающие направление детонации реле и время замедления в миллисекундах. Реле включают в разрыв сети детонирующего шнура в соответствии со стрелкой, указывающей направление детонации.

Пиротехнический замедлитель КЗДШ-58 (ВТУ № 916—60) выпускается с четырьмя ступенями замедления:

Замедление, м·сек.	10	20	25	50
Разброс времени срабатывания, м·сек.	±4	±5	±7	±7

Пиротехнические реле двустороннего действия КЗДШ-62-2 (рис. 15, б) представляют собой металлическую трубку длиной 138 и диаметром 7,1 мм, в которую помещены два промежуточ-

ных колпачка, два пиротехнических замедлителя и два капсюля-детонатора. В обоих концах трубки закреплены отрезки детонирующего шнура длиной до 250 мм. Реле выпускается трех ступеней замедления, отличающихся цветом средней части трубки:

Замедление, м сек.	10	20	35
Разброс времени срабатывания, м·сек.	±4	±5—6	±7
Цвет средней части трубки	Красный	черный	зеленый

Наличие двух капсюлей-детонаторов в реле обеспечивает безотказную передачу детонации в любом направлении. КЗДШ-62-2 рассчитаны для работы при температуре +50, —30° С. Они нормально срабатывают после двухчасовой выдержки в воде на глубине 1 м. Путем последовательного включения реле могут быть получены любые интервалы замедлений.

На рисунке 16 показана схема короткозамедленного взрыва зарядов детонационным реле.

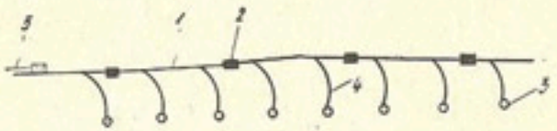


Рис. 16. Схема расположения детонационных реле при массовых взрывах скважинных зарядов:

1 — магистральный детонирующий шнур; *2* — детонационное реле; *3* — скважина; *4* — отрезок детонирующего шнура; *5* — зажигательная трубка

По сравнению с электродетонаторами короткозамедленного действия детонационные реле имеют следующие преимущества: простота выполнения монтажных работ, исключается опасность преждевременных взрывов от блуждающих токов, полная гарантия взрыва зарядов в заданной очередности, тогда как при применении электродетонаторов короткозамедленного действия включение в магистральную линию неисправного детонатора или детонатора с другим интервалом замедления приводит к нарушению очередности взрыва или к отказам вследствие утечки тока.

Основной недостаток детонационных реле — высокая стоимость по сравнению с другими средствами короткозамедленного взрывания. Отпускная цена 1000 шт. КЗДШ-58 — 245 руб., КЗДШ-62—2—120 руб.

Огнепроводный шнур (рис. 17) служит для передачи за определенный промежуток времени искрового луча капсюлю-детонатору или пороховому заряду. Огнепроводный шнур состоит из хлопчатобумажной оплетки с гидроизоляционной прослойкой и слабо спрессованной сердцевины из зерен дымного (шнурового) пороха (78% селитры калиевой, 12% серы и 10% древесного угля), сквозь который проходит направляющая нить. Влажность пороха не должна превышать 1%. В зависимости от гидроизоляции шнуры различают: огнепроводный асфальтированный — ОША, огнепроводный двойной асфальтированный — ОШДА, огнепроводный с пластиковым покрытием — ОШП.

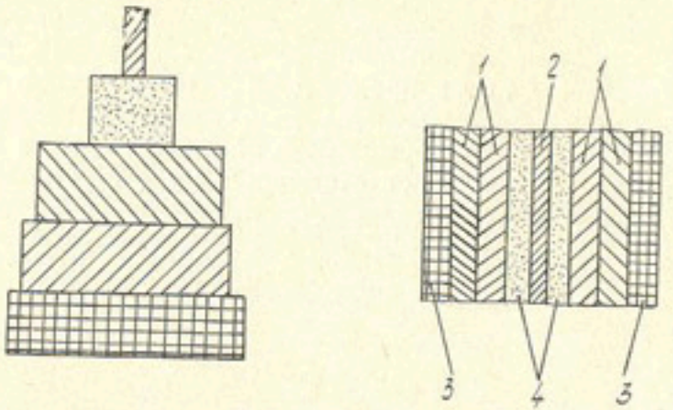


Рис. 17. Разрез огнепроводного шнура:

1 — льняные оплетки; *2* — направляющая нить; *3* — пластиковая оболочка; *4* — шнуровой порох

Пластиковый огнепроводный шнур применяется на взрывных работах в обводненных условиях, асфальтированный огнепроводный шнур — во влажных и сухих условиях, двойной асфальтированный — в мокрых местах. Средняя скорость горения нормально горящих огнепроводных шнуров составляет 1 см/сек. В таблице 10 приведена характеристика огнепроводных шнуров.

Таблица 10

Характеристика огнепроводных шнуров (по ГОСТ 3470—70)

Марка	Гидроизолирующее покрытие	Диаметр, мм	Число оплеток	Материал наружного покрытия	Применение в среде	Гарантийный срок годности, годы
ОША	Асфальтированное	4,8—5,8	3	Водоизолирующая мастика, опудренная	Влажной и сухой	1
ОШДА	Двойное асфальтированное	5—6	4	То же	Обводненной, влажной и сухой	5
ОШП	Пластиковое	5—6	3	Пластикатная масса	То же	5

Огнепроводный шнур используется при температурах +45 до —25° С. Во избежание слипания наружных оболочек в бухтах разрешается хранение огнепроводного шнура при температуре до +30° С. Едиными правилами безопасности при взрывных работах и ГОСТом 3470—55 предусмотрено, что время горения отрезка огнепроводного шнура длиной 60 см должно быть не менее 60 и не более 70 сек.

Для зажигания огнепроводного шнура используются тлеющие фитили и зажигательные патроны.

Тлеющий фитиль представляет собой пучок льняных или хлопчатобумажных пропитанных селитрой нитей, заключенных в плотную хлопчатобумажную оплетку. Фитиль зажигают спичкой, после чего он тлеет с определенной скоростью. В таблице 11 приведена характеристика тлеющих фитилей.

Таблица 11

Характеристика тлеющих фитилей

Вид фитиля	Диаметр, мм	Время тления отрезка длиной 25 см, мин.
№ 1а льняной, № 1б хлопчатобумажный	Не менее 6	25—30
№ 2 хлопчатобумажный	8 — 9	37—62

Зажигатели огнепроводного шнура делятся на три группы: электрозажигатели огнепроводного шнура, электрозажигательные патроны и зажигательные патроны (таблица 12).

Таблица 12

Характеристика электрозажигательных и зажигательных патронов

Число вмещающихся отрезков огнепроводного шнура	Внутренний диаметр, мм	Высота, мм	Цена за 1000 шт. патронов в таре, руб.	
			электрозажигательных	зажигательных
1— 7	16	50— 60	136	42
8—12	24	—	141	43
13—19	30	70— 80	150	48
20—27	35	80— 90	154	51
28—38	43	90—100	160	55

Примечание. Состав пороховой лепешки следующий, проц: канифоль — 9—9,5, парафин — 4,5—5,0, дымный порох — 85—86.

Электрозажигатели огнепроводного шнура ЭЗ-ОШ-Б (ОПТУ 76—61) (рис. 18) применяются для поджигания каждого в отдельности отрезка огнепроводного шнура в сухих и влажных местах. Применяются при большом числе последовательно взрываемых зарядов, когда с помощью электрозажигателей зажигаются различной длины отрезки огнепроводного шнура, регулирующие последовательность срабатывания зажигательных патронов.

Электрозажигатель состоит из зажигательного узла, медной гильзы и электровоспламенителя. Зажигательный узел состоит из огнепроводного шнура и промежуточного воспламенителя (15 вес. ч. силикокальция и 85 вес. ч. свинцового сурика). В гильзу с чашечкой со стороны запального отверстия вставляют электровоспламенитель ЭД-КЗ; с другой стороны гильзы вставляют до упора с чашечкой огнепроводный шнур, срезанный под углом к оси. Срабатывает электрозажигатель от постоянного тока 1 *а* и переменного 2,5 *а*.

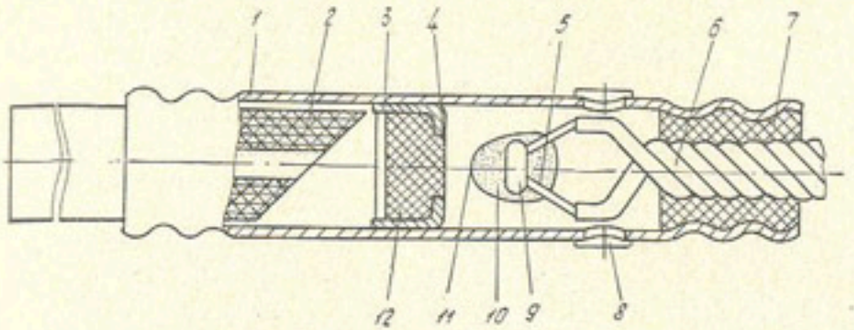


Рис. 18 Электрозажигательная трубка ЭЗТ-2:

1 — гильза; *2* — огнепроводный шнур; *3* — чашечка; *4* — кружок; *5* — мостик накаливания; *6* — провод; *7* — пробка; *8* — калька; *9* — воспламенительный состав; *10* — зажигательный состав; *11* — нитролак; *12* — передаточный состав.

Упаковываются электрозажигатели по 20—40 шт. в картонные коробки, укладываемые в деревянные ящики.

Электрозажигательные патроны ЭЗП-Б (ОПТУ 74—61) (рис. 19) предназначены для поджигания пучка огнепроводных шнуров в сухих и влажных местах при группо-

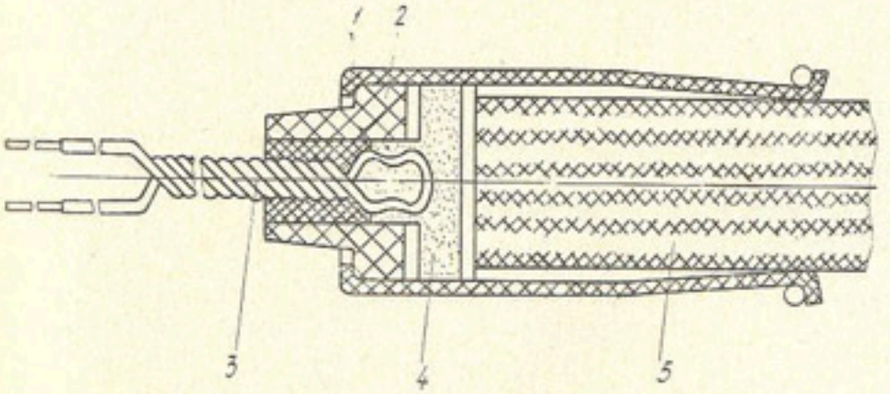


Рис. 19. Разрез патрона электрозажигателя ЭЗП-Б:

1 — гильза; *2* — втулка; *3* — электровоспламенитель; *4* — состав зажигательный; *5* — шнуры огнепроводные.

вом зажигании. Это бумажные гильзы, с одной стороны которых находятся электровоспламенитель и лепешка зажигательного состава, к которой примыкают отрезки огнепроводного шнура. Лепешка воспламеняется от накаливания проволочки электрическим током.

Зажигательный состав патрона изготовляют из сплава: 5% канифоли, 10% парафина и 85% дымного пороха. Пучок огнепроводных шнуров, введенных в гильзу патрона, крепится специальным зажимом, или гильзу перевязывают шпагатом. При воспламенении состава от первоисточника одновременно воспламеняются концы всех огнепроводных шнуров, которые передают огонь по каналу пороховой сердцевины капсюлем-детонатором, инициирующим каждый заряд ВВ в отдельности.

Зажигательные патроны ЗП-Б (ОПТУ-75—61) предназначаются для поджигания с помощью огнепроводного шнура пучка концов огнепроводного шнура в сухих и влажных местах при огневом взрывании. Отличается от электрозажигательных патронов тем, что для воспламенения зажигательного состава вместо электровоспламенителя в нем используют отрезок огнепроводного шнура, который зажигается тлеющим фитилем или электроогневым способом (электрозажигательной трубкой).

Источники тока для электровзрывания. В качестве источников тока используются взрывные машины, батареи из аккумуляторов или элементов, электроосветительные или электросиловые линии.

Существует четыре типа взрывных машинок: динамоэлектрические, магнитоэлектрические, высокочастотные и конденсаторные. В настоящее время наибольшее распространение получили конденсаторные и динамоэлектрические взрывные машинки. В конденсаторных взрывных машинках источником электрической энергии служит заряженный конденсатор, который заряжается непосредственно от индуктора. Действие конденсатора взрывных машинок основано на чрезвычайно быстрой (в несколько миллисекунд) отдаче в сеть накопленной в конденсаторе электрической энергии большой мощности. В таблице 13 приведены характеристики конденсаторных взрывных машинок. В динамоэлектрических взрывных машинках источником тока служит генератор, который приводится во вращение пружиной или рукой. Эти машинки применяются в основном для взрывания сети с последовательно соединенными электродетонаторами. Импульс тока, посылаемый динамоэлектрической машинкой во внешнюю взрывную сеть, определяется сопротивлением электродетонаторов, магистральных и распределительных проводов. Наиболее распространенными считаются динамоэлектрические машинки марок ПМ-1 и ПМ-3, ГОСТ 5462—50.

Измерительные приборы. Для подбора электродетонаторов по сопротивлению, проверки его и электровзрывной сети существуют различные приборы, характеристики которых приведены в таблице 14.

Таблица 13

Характеристики конденсаторных взрывных машинок

Наименование показателей	Единица измерения	Конденсаторные индуктивные						Конденсаторные (батарейные и аккум.)				
		ВМК-1/35	ВМК-1/100	КПМ-1	КПМ-2	ВМК-500	АВШ-ИМ-1/20	БКВМ-1/30	КВП-1/100	СВМ-1	ВМА-50/100 ВМА-100/200	ПИВ-100М
Напряжение на конденсаторе	в	40	600	1500	1500	3000	—	120	600	230	600/120	600
Номинальная емкость конденсатора-накопителя	мкф	10	8	2	6	20	—	120	10	—	20/5	10
Допустимое сопротивление последовательной взрывной сети	ом	160	300	400	900	2050	700	90	380	150	300/600	320
Количество детонаторов марки ЭДКЗ и других аналогичных детонаторов, взрываемых в последовательной взрывной сети	шт.	50	100	130	300	800	20	30	100	30	130/100	100
Время подачи воспламенительного импульса	м. сек.	2—4	2—4	Не ограничивается		3	2—4	2—4	2—4	Не ограничивается	—	2—4
Источник тока		Индуктор	—	—	—	Индуктор	Сухая батарея 120 в	Три сухих элемента „Сатурн"		Сухая батарея на 230в	3	Три сухих элемента „Сатурн"
Вес машинки	кг	2,2	2,4	1,6	6,0	6,5	2,7	1,9	1,9	5,5	2,3/4,1	2,7
Температура воздуха	град.	—80 до +30	—10 до +30	—40 до +45	—40 до +45	—40 до +50	—15 до +40	—10 до +30	—15 до +35	—10 до +40	—10 до +30	—10 до +30

Таблица 14

Техническая характеристика контрольно-измерительных приборов

Прибор	Назначение	Пределы измерения, см	Величина погрешности, проц.	Условия применения, град.	Вес, кг	Источник тока
Линейный взрывной мостик ПМ-48	Измерение сопротивления электродетонаторов и электровзрывных сетей	0,2—50 20—5000	±5	—40 — +50	1,5	Гальванический элемент 1-КСХ-3 или 1-КСУ-3
Испытатель взрывной цепи ИВЦ-1	Проверка проводимости и сопротивления электродетонаторов и электровзрывных сетей	до 200	±10	—10 — +30	1,6	Гальваническая батарея 6,5 МПЦГ 0,015 *а·час.*
Пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3	Проверка проводимости электродетонаторов и электровзрывных сетей	до 100	—	—10 — +30	до 0,55	Пьезоэлемент керамический ПК-1
ИВЦ-2	Измерение проводимости электровзрывных сетей	0—500	±10	—10 — +30	0,4	Малогабаритная батарея 7МПЦГ 0,06 *а·час.*
Малый омметр М-57	Измерение проводимости и определение сопротивления электродетонаторов и взрывных сетей	0—500	±5	—40 — +50	0,3	КБС-15
	Измерение проводимости взрывных сетей, проверка целостности изоляции проводов	0—∞	—	—40 — +50	0,15	Фотоэлемент

Способы взрывания

При строительстве каналов и коллекторов энергией взрыва применяются в зависимости от времени взрывания следующие способы: замедленный, мгновенный и короткозамедленный.

Способы взрывания зарядов взрывчатого вещества характеризуются средствами взрывания и последовательностью взрывания отдельных зарядов. Различают в основном три способа взрывания в зависимости от средств: электрический, огневой и детонирующим шнуром. Взрывание зарядов при помощи детонирующего шнура производится совместно с электрическим или огневым способом.

При применении указанных способов используются следующие средства и принадлежности взрывания:

электрический — электродетонаторы, проводники, источники электрического тока и контрольно-измерительная аппаратура;

огневой — капсюль-детонатор, огнепроводный шнур и средства зажигания огнепроводного шнура;

взрывание детонирующим шнуром — детонирующий шнур электродетонаторы (или детонаторы и огнепроводный шнур).

Замедленное взрывание. Под замедленным взрыванием понимают взрывание зарядов с таким интервалом замедления, когда действие последующего заряда начинается по окончании действия предыдущего. В этом случае никакого взаимодействия ударных волн не происходит, и каждый взрыв можно рассматривать как одиночный. Преимуществом замедленного взрывания является создание дополнительных свободных поверхностей и обеспечение работы последующих зарядов, большой отрыв грунта от массива, обеспечение возможности управления направлением перемещения грунта. Нижний предел замедленного взрывания 150—200 м·сек., верхний 2 сек. и более. Замедление происходит с помощью электродетонаторов замедленного действия при электрическом способе взрывания и от применения отрезков огнепроводного шнура различных длин при огневом способе. При замедленном взрывании применяют также электрозажигательные трубки ЭЗТ-1 и ЭЗТ-2 и зажигательные патроны ЭЗП, создающие большое количество интервалов замедления.

Мгновенное взрывание. Под мгновенным взрыванием понимают такое взрывание, когда все заряды или группа зарядов взрываются одновременно. При строительстве каналов этот способ применяется в случаях направленных массовых взрывов на выброс. Мгновенное взрывание осуществляется при помощи электродетонаторов мгновенного действия или детонирующего шнура. При мгновенном взрывании основное действие взрыва проявляется по линии наименьшего сопротивления. Все заряды взрываются в одинаковых первоначальных условиях,

действие взрыва заряда в сторону соседнего заряда равносильно одиночному взрыванию, так как в процессе развития взрыва не образуется новая дополнительная свободная поверхность.

Короткозамедленное взрывание. Под короткозамедленным взрыванием понимают взрывание зарядов с таким интервалом замедления, когда действие последующего заряда начинается раньше, чем прекратилось действие предыдущего. При короткозамедленном взрывании реализуются преимущества замедленного и мгновенного взрывания. Нижний предел короткозамедленного взрывания 10—25 м·сек., верхний 150—200 м·сек.

Короткозамедленное взрывание осуществляется электродетонаторами короткозамедленного действия и пиротехническими замедлителями КЗДШ. Электродетонаторы короткозамедленного действия можно помещать непосредственно в заряды или прикреплять к отрезкам детонирующего шнура, соединяющего группу зарядов. Пиротехнические реле КЗДШ включают в разрыв сети детонирующего шнура путем присоединения внакладку концов ДШ реле к сети ДШ.

При короткозамедленном взрывании большая часть энергии взрыва расходуется на дробление и отрыв грунта, так как работа каждого последующего заряда происходит в массиве, находящемся в напряженном состоянии от предыдущего взрыва. При этом способе создаются условия эффективного разрушения среды не при помощи открытого вруба, а в результате взаимодействия зарядов внутри массива.

ОПЫТ СТРОИТЕЛЬСТВА КАРАКУМСКОГО КАНАЛА им. В. И. ЛЕНИНА В ТУРКМЕНСКОЙ ССР, А ТАКЖЕ КАНАЛОВ И КОЛЛЕКТОРОВ В БРАТСКИХ РЕСПУБЛИКАХ

Методы ведения взрывных работ

При строительстве каналов и коллекторов в зависимости от формы, величины и способа размещения заряда применяют метод камерных, котловых, шпуровых, скважинных и горизонтальных удлиненных зарядов выброса.

При методе камерных зарядов выброс грунта производится взрывом сосредоточенных зарядов большого веса, достигающих десятков и даже сотен тонн, помещаемых в специальные выработки-камеры. Этот метод применяют при взрывах на выброс крупного масштаба. Низкая степень механизации работ по проходке камер и в связи с этим большие затраты труда на подготовительные работы ограничивают применение этого метода.

При камерном размещении зарядов вдоль предлагаемой выемки на определенном расстоянии друг от друга устраивают вертикальные выработки — шурфы, в основном прямоугольного сечения $0{,}8 \times 1{,}2$, $1{,}0 \times 1{,}2$, $1{,}2 \times 1{,}2$ м и круглого сечения диаметром 0,8 и более. Из шурфа через ходки или в нижней части его проходят камеры кубической или параллелепипедной формы. В большинстве случаев число шурфов равно числу зарядов, так как расстояние между шурфами (камерами) намного больше глубины заложения камер и, следовательно, проходка из одного шурфа двух камер нецелесообразна. Однако при необходимости создания выемок значительной ширины понизу, а также при работе в водонасыщенных грунтах проходка двух или нескольких камер из одного шурфа технически и экономически оправдывается. В таких случаях сокращается проходка вертикальных шурфов, являющихся более трудоемкой и длительной операцией, чем проведение горных ходков к камерам. Как показывает практика, значительную ширину выемки понизу можно получить при однорядном расположении шурфов. В этом случае для обеспечения заданной ширины понизу заряды размещают в так называемых развернутых камерах.

При массовых взрывах с небольшими зарядами выброса распространено центральное расположение камер относительно шурфа. Для этого нижнюю часть шурфа расширяют и придают ей грушевидную форму или в виде усеченного конуса. Часто заряд выброса располагают непосредственно в нижней части шурфа.

Объем зарядной камеры подсчитывают по формуле:

$$V = \frac{C}{\Delta} K,$$

где C — масса заряда выброса (определяется по формуле Борескова);

Δ — плотность ВВ в заряде, т/м³;

K — коэффициент, учитывающий объем крепления камеры, тары, изоляции, пустот из-за невозможности заполнения всего объема камеры.

Работами Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко [36—39] установлено, что целесообразно применять заряды с большими воздушными промежутками между зарядом, стенками и потолком зарядной камеры с тем, чтобы размеры камеры в несколько раз превышали размеры заряда. В этом случае резко увеличивается объем выброшенной породы. Например, при взрывах в суглинке зарядов массой 20—200 кг объем видимой воронки взрывов в зависимости от конструкции заряда увеличивается на 23—46%. Удельный расход ВВ на 1 м³ выброшенного грунта при этом уменьшается на 23—35%.

В качестве примера можно привести организацию взрывных работ с однорядным расположением зарядов при строительстве подводящего канала в Каракалпакской АССР. Строитель-

ство подводящего канала являлось одним из звеньев строительства коллекторно-дренажной сети в объеме 100 млн. м³. Грунты по трассе канала представлены с поверхности в основном плотными суглинками мощностью 0,5—2,0 м с последующим залеганием тонкозернистых песков с прослойками суглинков. На некоторых участках канала пески выходят на поверхность. Общий уклон территории ~ 0,001. Уровень грунтовых вод находится ниже проектного дна канала.

По геологическому строению и влажности пород трассу канала можно разделить на участки с обводненными грунтами и с сухими грунтами.

Техническим заданием обусловливается выброс не менее 80% грунта при прокладке канала шириной по дну 5 м, заложении откосов 1 : 2, глубиной 2,0—4,5 м.

При строительстве канала был применен метод взрыва на выброс сосредоточенными зарядами, расположенными в один ряд по оси канала как наиболее рациональный при заданных параметрах канала.

Заглубление центра заряда было принято из условия, что при показателе выброса n=2 ширина дна канала B=5, то есть

$$\frac{B}{2n} = \frac{5}{4} = 1{,}25.$$

Таким образом, ЛНС каждого заряда определяется путем прибавления к глубине канала H величины заглубления центра заряда (W=H + 1,25).

Заряды размещали в шурфах диаметром 0,85 м, для проходки которых использовали станки КШК-30А. В неустойчивых грунтах шурф проходили вручную. Стенки шурфа не крепили. При проходке в водонасыщенных грунтах до проектной отметки часть шурфа, расположенная на уровне грунтовых вод, заплывала. Поэтому пришлось приподнять центр заложения заряда выше уровня грунтовых вод, учитывая хорошую простреливаемость суглинистых грунтов. В результате видимая глубина воронки была больше глубины заложения заряда.

В качестве ВВ применяли селитру и тротил с различным соотношением в зависимости от влажности грунтов, а также шнекованный аммонит В-3.

Длину одновременно взрываемых серий зарядов для сухих грунтов определяли, исходя из условий местности: одну серию в 500 м и две по 1500 м; для влажных грунтов устанавливали из условия нахождения детонирующего шнура ДШ-А в воде не более 12 час.

Магистральная сеть ДШ была разделена на секции длиной 500—700 м и инициировалась двумя последовательно соединенными электродетонаторами. Электродетонаторы каждой секции соединяли между собой в последовательную сеть.

Применение взрывного метода при строительстве подводящего канала позволило в сравнительно короткий срок (15 марта — 23 апреля 1965 г.) осуществить проходку канала. При этом объем выброса грунта составил 190 тыс. м³, или 95% выброса из профильного сечения канала.

Метод котловых зарядов заключается в том, что взрывчатое вещество заряда выброса помещают в котел, образованный путем простреливания шпура или скважины небольшими зарядами взрывчатого вещества. Этот метод нашел применение в хорошо простреливаемых необводненных породах.

Применение метода котлованных зарядов исключает трудоемкий процесс по проходке шурфов и камер. Основное препятствие на пути широкого внедрения способа при больших параметрах взрывных работ — невозможность создания очень емких котлов, поскольку они оказываются неустойчивыми. В ряде случаев приходится отказываться от этого способа из-за высокой трудоемкости работ по прострелке и неустойчивости котлов.

Величина заряда для простреливания шпура или скважины зависит от крепости породы, требуемого объема котла и в каждом отдельном случае определяется опытным путем. Число прострелок зависит также от диаметра шпура или скважины. Если позволяет устойчивость скважины, число прострелок сводится до минимума. Расчет прострелочного заряда для образования котла ведут по формуле

$$C_{пр.} = \frac{C}{П_{пр.} \cdot \Delta},$$

где $C_{пр.}$ — масса заряда простреливания, кг;

C — масса основного заряда (по формуле Борескова);

$П_{пр.}$ — показатель простреливаемости породы, дм³/кг;

Δ — плотность заряжания.

Метод котловых зарядов нашел широкое применение при взрывном способе строительства водоемов. Водоемы взрывным способом можно создавать в любых районах в любое время года. При этом не требуется длительной подготовки, капитальных затрат, квалифицированной рабочей силы, сложных механизмов с обслуживающими цехами. При взрывном способе сроки строительства сокращаются по сравнению с машинным в 3—10 раз.

По техническим условиям строительства взрывным способом необходимо, чтобы объем водоема составлял 10—15 тыс. м³, ширина котлована поверху была не менее 20 м, по дну — 6—20, длина — 100—150, глубина —10—12 м, откосы крутизной 1 : 1,5.

Наиболее простым и экономичным является однорядное расположение зарядов с показателем действия взрыва 3. Так, по сравнению с многорядным взрыванием (показатель действия взрыва 2,5) удельный расход ВВ меньше на 20—30%, причем объем проходки подготовительных выработок снижается в 3 раза.

Несмотря на значительные достоинства, однорядное расположение зарядов имеет и ряд недостатков: незначительная ширина котлована по дну и недостаточная чистота выброса, большая высота навала грунта над котлованом (достигает 3—4 м).

Для увеличения объема выброса и уменьшения высоты навала на бортах котлована применяют замедленное взрывание трех рядов зарядов, средний из которых является основным, а крайние — вспомогательными. Показатель действия взрыва для основных зарядов равен 2,5, для вспомогательных — 3. Вспомогательные заряды располагают в пределах воронки взрыва основного заряда в ЛНС; количество их в 2 раза меньше, чем основных зарядов.

При трехрядном взрывании с двумя вспомогательными зарядами объем бурения возрастает в 3 раза. Но так как взрывы по этой схеме увеличивают на 8—12% полезный объем водоема, а удельный расход ВВ не изменяется, то увеличение объема бурения не вызывает значительного удорожания работ.

Метод шпуровых и скважинных зарядов применяют для создания выемок незначительной глубины (до 3 м), заряды выброса размещают в вертикальных и наклонных шпурах и скважинах. При этих способах исключается трудоемкий процесс по проходке шурфов и камер.

Устанавливая удлиненные заряды выброса, можно получить выемки с более крутыми откосами, чем при камерных зарядах. Однако они не приемлемы для получения выемок большой глубины, так как бурение скважин значительного диаметра (более 900 мм) связано с большими трудностями.

Расстояние между зарядами в ряду и рядами зарядов

$$a = b = 0{,}81\sqrt{f(n)},$$

где l — глубина скважины (шпура), равная 1,1 проектной глубины выемки;

$$f(n) = 0{,}12 - 0{,}6n^3.$$

Массу заряда определяют по формуле

$$C = ql^3(0{,}12 - 0{,}6n^3).$$

Поскольку при заряжании скважины верхняя треть длины ее используется под забойку, то необходимый диаметр

$$d = 1{,}38\frac{\sqrt{C}}{\Delta l_{зар.}} + Эм,$$

где Δ — плотность заряжания ВВ;

$l_{зар.}$ — длина заряда (равна 0,67 длины скважины, мм).

При практическом применении метода горизонтальных удлиненных зарядов выброса важное значение имеет вопрос определения расчетных параметров взрывания. С этой целью отделом гидродинамики взрывных процессов и СКТБ Института гидромеханики были выполнены маломасштабные экспериментальные взрывы линейно-протяженных зарядов выброса [2].

Работа заключалась в следующем: по оси намечаемой выемки отрывали узкую траншею заданной глубины и на дно ее укладывали удлиненный горизонтальный заряд, затем траншею засыпали и осуществляли взрыв. При взрывании применяли капсульное инициирование зарядов.

Проведенные эксперименты показали, что взрывание горизонтальных удлиненных зарядов в узкой траншее достаточно простой, надежный и эффективный способ производства взрывных работ для получения открытых выемок. Экспериментальные работы проводили в суглинках, в тяжелых суглинках объемным весом 1,73—1,86 г/см³ и весовой влажностью 11,6—16,7% с известковым и гипсовыми включениями, в лессовидных суглинках и пластичных глинах.

Таким образом, участки экспериментальных исследований охватывали широкий диапазон грунтовых условий, почти все виды связных грунтов. Результаты некоторых взрывов приведены в таблице 15.

В качестве ВВ в опытах использовали прессованный тротил, аммонит № 6 ЖВ, зерногранулит и игданиты. Расход ВВ колебался от 1 до 32 кг/м при длине зарядов от 4 до 40 м, глубина заложения зарядов — от 0,25 до 1,8 м с различным показателем выброса.

Для сопоставимости результатов действия взрыва разных по массе зарядов был применен метод подобия, основанный на положении, что уравнения сплошной среды не изменяются при равномерном изменении масштаба длины и времени. При этом необходимыми условиями являются: постоянство свойств продуктов взрыва и неизменность характеристик среды при различных масштабах взрывов. При сопоставлении результатов взрывов параметры расположения зарядов и размеры получаемых выемок относили к единице массы (расход ВВ на 1 м) в степени $^1/_2$. В экспериментальных взрывах с небольшой глубиной заложения зарядов (до 10 м) принятая степень приведения достаточна. При значительном увеличении масштабов взрыва, согласно М. Д. Нордайну [45] и Г. И. Покровскому [48], эта степень уменьшается.

При экспериментальных взрывах фиксировали основные размеры образуемых взрывом выемок, а также фактические линии наименьшего сопротивления и массы зарядов. На основе этих данных вычисляли показатели действия взрыва, относительные глубины выемок, удельные расходы ВВ и другие вспомогательные характеристики. По данным вычислений строились зависимости между основными характеристиками взрывов. Преимущество рассмотренной методики обработки заключается в том, что на основе любого взрыва можно получить для анализа значительное число исходных данных.

При обработке результатов экспериментов учитывали грунтовые условия и результаты обработки относили к определен-

Таблица 15

Результаты опытных взрывов горизонтальных зарядов выброса

Применяемое ВВ	Диаметр заряда, м	Расход ВВ на 1 м длины, кг	Глубина заложения заряда, м	Параметры выемки				Площадь поперечного сечения, м²	Показатель действия взрывов	Расход ВВ на 1 м³ выброшенного грунта, кг/м³
				видимая глубина, м	ширина поверху, м	ширина понизу, м	длина поверху, м			
1	2	3	4	5	6	6	8	9	10	11
Взрывной полигон АН УССР. Суглинок, влажность 8,2—16,5%										
Тротил	0,040	2,0	0,30	0,50	2,50	—	3,80	0,62	4,16	3,22
	0,040	2,0	0,50	0,73	3,10	—	3,60	1,14	3,10	1,75
	0,040	2,0	0,70	0,8	2,6	—	3,40	1,05	1,86	1,90
	0,039	1,97	0,70	0,84	2,60	0,30	4,40	1,22	1,73	1,61
	0,080	7,86	1,35	1,75	6,50	0,30	—	5,95	2,41	1,32
	0,058	4,0	1,0	1,12	3,70	0,10	—	2,13	1,85	1,87
	0,058	4,0	1,0	1,22	4,00	0,10	—	2,54	2,0	1,57
	0,058	4,0	1,0	1,23	3,84	0,10	—	2,42	1,92	1,65
	0,058	4,0	1,0	1,15	3,60	0,10	—	2,13	1,80	1,87
ТЭН		4,0	1,0	1,34	4,70	—	—	3,17	2,35	1,26
Аммонит № 6 ЖВ	0,058	4,0	1,0	1,17	4,10	—	—	2,40	2,05	1,67
Тротил	0,058	4,0	0,60	0,98	4,10	—	5,75	2,01	3,42	1,99
	0,058	4,0	0,30	1,23	4,10	—	6,15	2,52	2,28	1,59
	0,071	6,0	0,65	1,20	5,25	1,0	9,50	3,74	4,03	1,60
	0,071	6,0	1,0	1,50	5,74	0,80	8,50	4,92	2,87	1,22
	0,082	8,0	0,85	1,50	5,90	0,65	9,10	4,92	3,47	1,62
	0,082	8,0	1,35	1,75	6,48	—	10,00	5,67	2,40	1,41
Крымская область. Глина пластичная, влажность 26,0—26,5%										
Тротил	0,028	1,0	0,45	0,79	2,40	—	7,00	0,95	2,67	1,65
	0,053	4,0	0,35	0,93	4,0	—	5,40	1,86	5,71	2,15
	0,066	5,7	0,76	1,59	4,86	—	6,30	3,86	3,20	1,42
	0,066	5,7	1,15	1,80	5,40	—	7,20	4,86	2,32	1,17
	0,058	4,0	0,5	1,17	3,80	—	5,40	2,22	3,80	1,80

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Каховская оросительная система. Лессовидные суглинки, влажность 7,5—8,0%										
Тротил	0,58	4,0	0,80	0,80	3,0	—	7,90	1,25	1,88	3,20
	0,058	4,9	0,80	0,70	2,85	—	7,90	1,03	1,78	3,71
	0,058	4,0	0,80	0,80	3,20	—	7,90	1,93	2,00	2,08
	0,128	20,0	1,60	1,80	6,70	—	24,40	6,10	2,09	3,28
Зерногранулит	0,153	20,0	1,60	1,60	6,60	—	50,0	5,50	2,06	3,64
	0,153	20,0	0,7	1,80	5,70	—	—	5,40	4,00	3,71
		4,0	0,6	0,8	3,0	—	—	1,30	2,50	3,08
Игданит	0,142	16,0	0,8	1,60	5,68	—	14,20	4,80	3,52	3,34
	0,142	16,0	1,60	1,30	5,00	—	—	3,40	1,56	4,71
	0,110	8,0	0,52	0,85	3,50	—	6,35	1,49	3,37	5,37
	0,071	4,0	0,40	0,61	2,70	—	6,10	0,81	3,37	4,95
	0,167	20,0	1,60	1,80	6,30	—	—	5,80	1,97	3,44
	0,167	20,0	1,60	1,80	6,70	—	—	6,10	2,10	3,28
Крымская область. Тяжелый суглинок, влажность 11—14%										
Аммонит	0,068	4,0	0,6	0,75	3,0	—	11,0	1,18	2,5	3,39
	0,068	4,0	0,3	0,55	2,15	—	5,0	0,63	3,56	6,31
	0,068	4,0	0,25	0,60	1,80	—	11,2	0,58	3,60	6,84
	0,108	10,0	1,0	1,25	4,10	—	8,7	2,77	2,05	3,61
	0,153	20,0	0,55	1,10	4,70	—	12,5	2,70	4,30	7,40
	0,153	20,0	0,70	1,75	5,70	—	13,1	5,35	4,07	3,74
	0,109	10,1	0,60	0,90	3,20	—	12,5	1,57	2,26	6,44
Игданит	0,167	20,0	0,75	1,60	6,10	—	—	4,90	4,05	4,08
	0,20	32,0	1,85	3,13	10,00	—	—	20,40	2,78	1,57
Тротил	0,058	4,0	0,9	1,64	4,94	—	7,00	4,06	2,74	0,99
	0,053	4,0	0,7	1,40	4,90	—	6,30	3,43	3,50	1,17
	0,066	5,7	0,75	1,55	4,90	—	6,70	3,80	3,27	1,50
Аммонит № 6 ЖВ	0,082	8,0	0,85	1,50	6,60	—	9,70	6,0	3,83	1,33
	0,082	8,0	1,10	1,65	7,00	1,40	10,50	5,80	3,18	1,38
	0,58	4,0	0,9	1,20	4,64	—	5,35	2,78	2,58	1,44
	0,58	4,0	0,6	1,00	4,70	—	7,00	2,54	3,92	1,57

Продолжение табл. 15

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Тротил	0,035	1,5	0,25	0,44	1,48	—	5,20	0,33	2,96	4,60
	0,040	2,0	0,30	0,51	2,40	—	5,80	0,60	4,00	3,33
	0,058	4,0	0,35	0,68	2,10	—	11,40	0,71	3,0	5,63
	0,058	4,0	0,25	0,62	1,94	—	10,40	0,60	3,83	6,68
	0,058	4,0	0,25	0,65	1,88	—	10,70	0,61	3,76	6,56
Игданит	0,12	11,5	1,00	1,70	7,50	—	14,10	6,40	3,75	1,79
	0,15	18,0	1,50	2,20	8,40	—	—	9,25	2,80	1,94
	0,15	18,0	1,35	2,15	8,20	—	—	8,82	8,04	2,04
	0,20	32,0	1,60	2,80	10,0	—	18,60	14,0	3,13	2,28
	0,10	8,0	0,70	1,20	4,34	—	3,30	2,61	3,10	3,06
	0,10	8,0	0,70	1,30	4,40	—	5,30	2,86	3,14	2,76
	0,10	8,0	0,70	1,30	4,40	—	5,30	2,86	3,14	2,76
	0,066	5,7	0,96	1,85	5,60	—	7,20	5,17	2,92	1,10
Тротил	0,066	5,7	1,15	1,75	5,30	—	7,55	4,64	2,30	1,23
	0,066	5,7	0,5	1,23	4,40	—	6,26	2,70	4,40	2,18
	0,058	4,0	0,5	1,15	4,00	—	5,30	2,30	4,0	1,74
	0,058	4,0	0,35	0,95	3,30	—	5,80	1,57	4,70	2,55

ному типу грунта. В основу расчетных зависимостей для удлиненных горизонтальных зарядов выброса положен принцип пропорциональности разрушенного (выброшенного) объема массе взорванного заряда. На этом положении, являющемся одной из формулировок закона подобия, основывается большинство применяемых формул.

Из геометрических форм воронок (выемок) видно, что для сосредоточенных зарядов взорванный объем пропорционален величине W^3, для удлиненных — W^2l, для плоских — WS. Отсюда зависимость для расчета удлиненных зарядов имеет вид:

$$C = q_н W^2 l,$$

где $q_н$ — коэффициент пропорциональности между величиной заряда и производимым им объемом выброса в форме выемки нормального выброса, учитывает взрываемость грунта и свойства ВВ, кг/м³;

l — длина заряда.

Удельный расход взрывчатых веществ q зависит от показателя действия взрыва n. С увеличением n растет величина q по сравнению с $q_н$. Эти изменения корректируются введением в расчетную формулу функции показателя действия взрыва f(n). Окончательно расчетная формула имеет вид:

$$C = q_н W^2 l f(n).$$

Масса заряда на 1 м длины

$$C_{ед.} = q_н W^2 f(n).$$

Для определения вида функции показателя действия взрыва были построены графики (рис. 20 и 21). Характеристика $\frac{C_{ед.}}{W^2}$, согласно расчетной формуле массы на 1 м зарядов, равна произведению расчетного удельного расхода ВВ на функцию показателя действия взрыва. Так как расчетный удельный расход ВВ постоянная величина для определенного типа грунта, то эти графики позволяют непосредственно установить вид функции показателя действия взрыва.

В результате обработки исходных данных методом наименьших квадратов получаем следующие аналитические уравнения: для суглинков

$$\frac{C_{ед.}}{W^2} = q_н f(n) = 1{,}24 n^{1{,}7},$$

для лессовидных суглинков

$$\frac{C_{ед.}}{W^2} = q_н f(n) = 2{,}4\, n^{1{,}7},$$

для глин

$$\frac{C_{ед.}}{W^2} = q_н f(n) = 0{,}89 n^2.$$

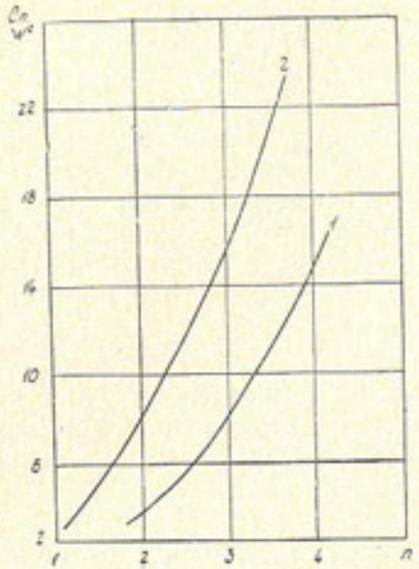


Рис. 20. Графики функции показателя действия взрыва при взрывании в легких, тяжелых (1) и лессовидных (2) суглинках

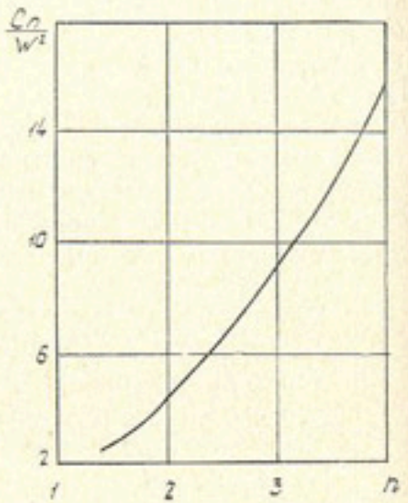


Рис. 21. График функции показателя действия взрыва при взрывании в глинах

Из всех имеющихся формул полученные зависимости в диапазоне n = 1,5—5,0 наиболее точно отражают функциональную связь рассматриваемых величин.

Для установления функции показателя действия взрыва полученные выражения необходимо разделить на величину произведения удельного расхода ВВ и коэффициента взрывной эффективности ВВ относительно аммонита № 6 ЖВ. Произведя округления, получаем следующие выражения функции показателя действия взрыва:

для суглинков

$$f(n) = 1-1{,}5\,n^{1{,}7},$$

для глин

$$f(n) = n^2.$$

Значения этих функций показателя действия взрыва довольно близки по абсолютной величине в диапазоне n = 1—5. Сравнение полученных функций показателя действия взрыва по формулам Г. И. Покровского и М. М. Борескова (рис. 22) показывает не только хорошую сопоставляемость величин в исследуемом диапазоне n, но и влияние грунтовых условий на величину заряда. Работа взрыва, как известно, совершается за счет энергии (теплоты), выделяющейся при взрыве; именно поэтому общая энергия взрыва

$$Q = Q_0 C,$$

где Q_0 — удельная теплота взрыва, ккал/кг (является важнейшим параметром при сопоставлении эффективности используемого ВВ).

Расчет горизонтальных удлиненных зарядов в зависимости от взрывания в конкретных грунтовых условиях может быть выполнен по следующим зависимостям:

для суглинков, лессов, супесей

$$C_{сл.} = (1-5)\,qW^2 n^{1{,}7} l, \text{ кг/м};$$

для глин

$$C_{сл.} = qW^2 n^2 l, \text{ кг/м},$$

где l — пересчетный коэффициент взрывной эффективности ВВ (относительно аммонита № 6 ЖВ):

$$l = \frac{1030}{Q},$$

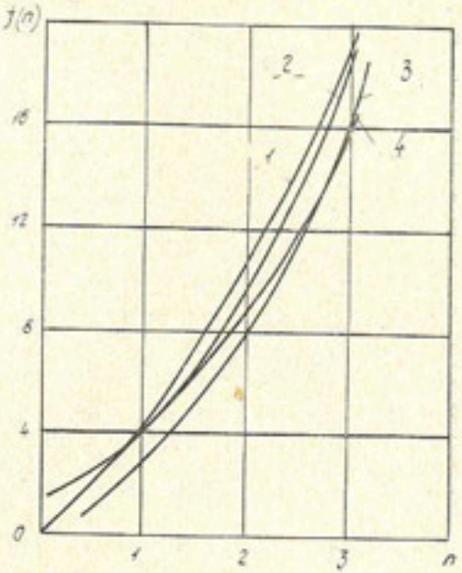


Рис. 22. График функции f(n) по М. М. Борескову (1), Г. И. Покровскому (2) и по данным исследований (3 и 4).

где Q — теплота взрыва применяемого ВВ, ккал/кг.

Важной задачей взрывной технологии строительства является получение видимой глубины выемки, равной проектной глубине. В ряде работ [5, 49] для определения глубины выемки в грунтах предложены формулы, основанные на допущении, что видимая глубина выемки зависит в основном от двух факторов: линии наименьшего сопротивления W и показателя действия взрыва n.

Наибольшее применение нашли формулы:

$$P = 0{,}5Wn, \quad P = 0{,}33W(2n-1).$$

Приведенные зависимости не всегда дают близкие к действительности результаты, что указывает на важность неучтенных прочностных характеристик грунтов и их геологического строения. Видимая глубина выемки при одинаковой массе и равной глубине заложения заряда будет тем больше, чем лучше грунт поддается уплотнению (прострелке). Кроме показателя прострелки, на видимую глубину влияет угол естественного откоса грунта, разрушенного взрывом. Если угол естественного откоса грунта мал, грунт на откосах, распределяемый под этим углом, заполнит нижнюю часть воронки, в результате чего уменьшится ее видимая глубина.

На основании результатов взрывов с различным показателем действия взрыва было установлено (рис. 23), что в зависимо-

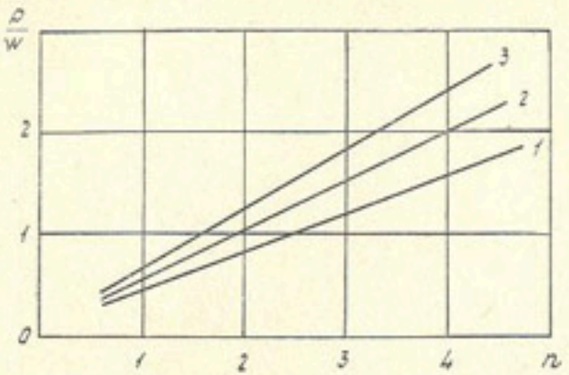


Рис. 23. Зависимость относительной глубины выемки от показателя действия взрыва при взрывании в лессовидных (1), легких и тяжелых суглинках (2), глинах (3).

сти от грунтовых условий искомая величина может быть выражена зависимостью общего вида:

$$P = KWn,$$

где K — коэффициент пропорциональнос т и, зависящий от грунта (для лессовидных суглинков K = 0,4 — 0,5, для легких и тяжелых суглинков K = 0,5 — 0,55, для глин K = 0,6 —0,65).

При больших величинах показателя действия взрыва (n>2,5) глубина выемки зависит от линии наименьшего сопротивления и радиуса открытой полости, образованной в грунте при расширении продуктов взрывчатого разложения, то есть

$$P = W + r_п.$$

Радиус камуфлетной цилиндрической полости с достаточной для практики точностью выражается соотношением

$$r_{к.п.} = 0{,}056\sqrt{C_{ед.}\,П_{пр.}}\ м,$$

где $П_{пр.}$ — показатель простреливаемости, дм³/кг.

Отсюда

$$P = W + 0{,}056\sqrt{C_{ед.}\,П_{пр.}}\,Kг,\ м,$$

где K — коэффициент, учитывающий глубину заложения заряда (0,8—1).

Видимая глубина выемки тесно связана с крутизной откосов, характеризующей устойчивость бортов. Вследствие параболической формы сечения выемок, полученных в связных грунтах, крутизна откосов является величиной переменной. Наименьшая крутизна отмечается у основания выемки, наибольшая — у дневной поверхности. Среднюю крутизну откосов можно характеризовать отношением полураствора выемки r к ее видимой глубине:

$$\frac{r}{P} = \frac{Wn}{KWn}.$$

Следовательно, откосы выемок в зависимости от грунтовых условий взрывания в среднем получаются в пределах 1 : 1,5—1 : 2,5. Изменение соотношения между глубиной выемки и углом откоса ее бортов возможно лишь в небольших пределах.

При устройстве выемок под профильные сооружения первостепенное значение имеют вопросы, связанные с определением

оптимальных условий взрывания, при которых расход ВВ на 1 м³ выброшенного грунта минимальный. При установлении оптимальных параметров взрывания использовали принцип подобия, то есть рассматривали не абсолютные, а приведенные значения параметров взрыва и выемок. В качестве масштаба приведения принимали удельный расход горизонтального заряда в степени ½, или $\sqrt{C_{ед.}}$.

Оптимальное соотношение между параметрами $C_{ед.}$ и W (рис. 24), исходя из требования получения максимальных параметров выемки — полураствора, видимой глубины, площади поперечного сечения и минимального расхода ВВ при взрывании в связных грунтах, можно выразить уравнением:

$$W = (0{,}45—0{,}55)\sqrt{C_{ед.}},\ м.$$

В этом случае оптимальный интервал значений показателя действия взрыва n = =3,3—2,6. Верхние пределы значений соответствуют пластичным, хорошо уплотняемым глинам, нижний — лессовидным грунтам и супесям с преобладанием жестких минеральных скелетных связей. Исследования показали, что наилучшие результаты взрывов при минимальном расходе ВВ достигаются в пластичных глинах и суглинках влажностью 18—24%. С уменьшением влажности снижается пластичность грунта и увеличивается расход ВВ.

В практике гидромелиоративного строительства возникает необходимость создания открытых выемок при соотношении ее ширины поверху к глубине в пределах 1,5—1,8 и более. Устройство таких выемок взрыванием одного траншейного заряда практически невозможно (при соотношении 1 : 6 и более) или экономически нецелесообразно из-за больших расходов ВВ. Поэтому обычно применяют много-

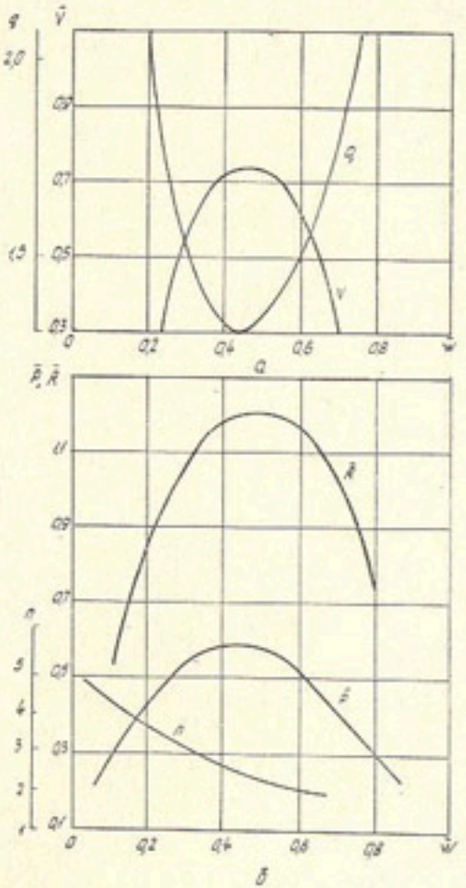


Рис. 24. Зависимость приведенных параметров выемки R и P, показателя действия взрыва n (*б*), объема выброса V и расхода взрывчатого вещества q (*а*) от приведенной глубины заложения заряда W при взрывании в суглинках.

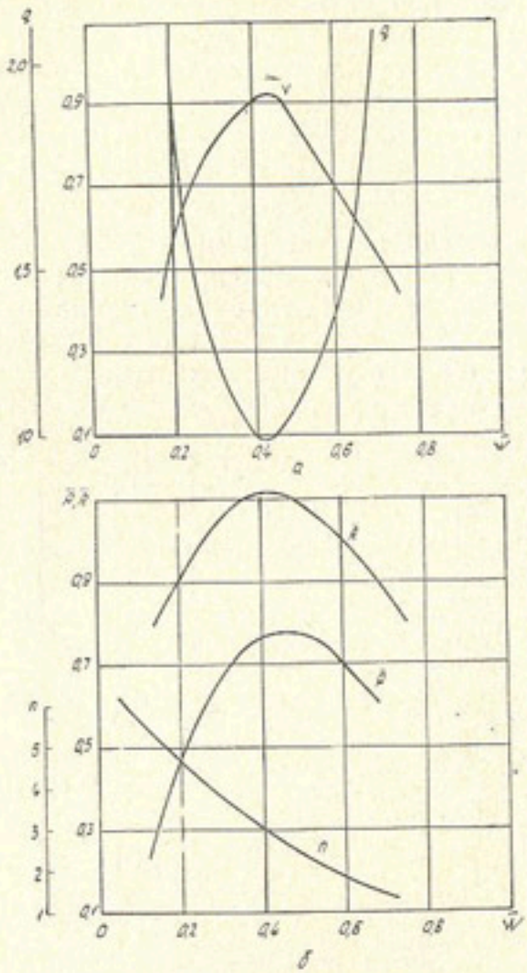


Рис. 25. Зависимости приведенных параметров выемки R и P, показателя действия взрыва n (*б*), объема выброса V и расхода взрывчатого вещества q (*а*) от приведенной глубины заложения заряда W при взрывании в глинах.

рядное взрывание сближенных зарядов выброса. Главное требование, предъявляемое в этом случае к взрывному способу проходки, — получение ровной выемки при минимальных затратах ВВ и объемах проходческих работ. Это может быть достигнуто только при оптимальной схеме размещения зарядов. Так, если два ряда зарядов расположены на значительном расстоянии друг от друга, то в результате взрыва образуются две выемки. При сближении зарядов перемычка между выемками будет уменьшаться, и при определенном (оптимальном) расстоянии между зарядами выемки сомкнутся. Дальнейшее сближение зарядов приводит к незначительному увеличению раствора и глубины выемки, в то же время значительно повышается расход ВВ на единицу объема выброса.

Каждому значению показателя действия взрыва n соответствует определенное значение расстояния между зарядами, при котором их одновременное взрывание обеспечивает образование ровной без перемычек выемки (рис. 25). Расчет расстояний между зарядами производят, исходя из величины линии наименьшего сопротивления W и показателя выброса n по зависимостям:

$$a = 0{,}5W(n+1),\quad a = W\sqrt[3]{f(n)} = W\sqrt[3]{0{,}4+0{,}6n^3}.$$

Что же касается параметров взрывания сближенных траншейных зарядов выброса, то расчетные зависимости для их определения можно вывести по аналогии с сосредоточенными зарядами. Так как необходимым условием при образовании сплошной выемки без перемычек является перекрывание выемок смежных горизонтальных зарядов, то расстояние между зарядами можно подсчитать по выражению:

$$a = W\sqrt{f(n)}.$$

Для суглинков

$$a = W\sqrt{1-1{,}5n^{1{,}7}},$$

для пластических глин

$$a = W\sqrt{n^2}.$$

Решая общее выражение расстояния относительно показателя сближения m, получим:

$$m = \frac{a}{W} = \sqrt{f(n)}.$$

Г. И. Покровский [50], рассматривая совместное действие системы удлиненных зарядов, расположенных параллельно в одной плоскости, установил: если расстояние не более 1,57 радиуса действия заряда, то их можно рассматривать как сплошной плоский заряд.

Подставив значение радиуса полости, получим:

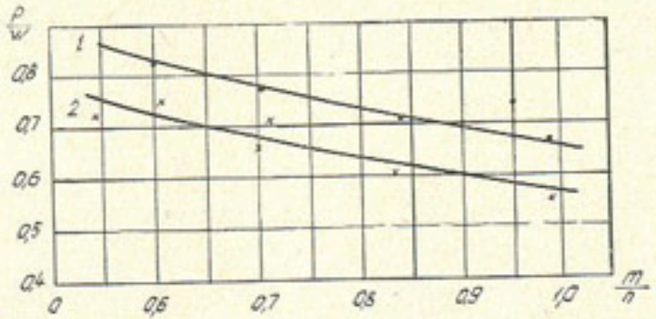
$$a \leqslant 1{,}57r_n \leqslant 0{,}88\sqrt{C_{ед.}\,П_{пр.}}\,Kr,\ м.$$

Эта зависимость справедлива для условий взрывания в грунтах высокой пластичности — глинах и тяжелых суглинках значительной влажности, когда в нижней части выемки образуются устойчивые раскрытые полости.

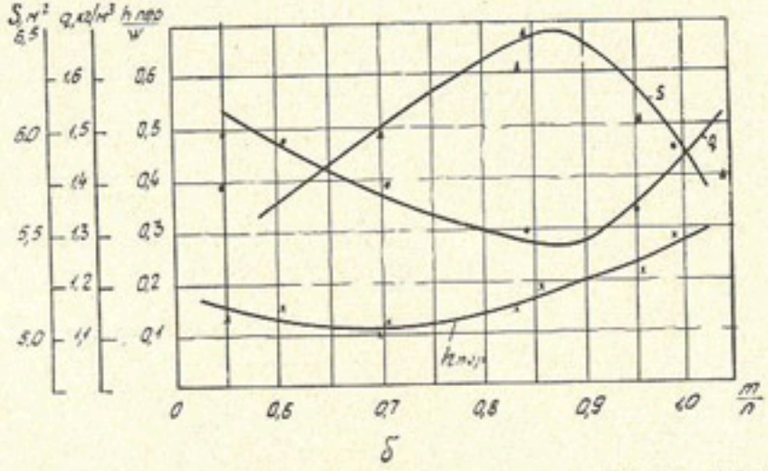
Экспериментальные взрывы, выполненные в грунтах пониженной пластичности (легких суглинках), производили с целью определения оптимальных величин расстояния между одновременно взрываемыми удлиненными зарядами выброса, расположенными параллельно друг другу в одной плоскости. При взрывании зарядов с показателями выброса n = 1,8 и 2,1 расстояние между горизонтальными зарядами должно быть равно a = 1,25W, 1,5W, 1,75W, 2W. Эксперименты проводили на полигоне. Применяли один тип ВВ — прессованный тротил плотностью 1,55 г/см³. Глубина заложения заряда равнялась 0,9 и 1,1 м. Удельный расход заряда составлял 4 кг/м.

Результаты взрывов отражены в таблице 16.

Анализ полученных данных показал, что с увеличением расстояния между зарядами не наблюдается пропорционального роста перемычек. Представление о зависимости высоты перемычек грунта $h_{пер.}$ в зависимости от относительного расстояния между зарядами и показателя действия взрыва m/n для взрывов с показателем выброса n = 1,8 и 2,1 дает график, приведенный на рис. 26. Из рисунка видно, что с увеличением относительного расстояния между зарядами m при одних и тех же значениях n не происходит пропорционального роста высоты перемычки. Более того, до определенного значения m наблю-



а



б

Рис. 26. Зависимость площади поперечного сечения, удельного расхода взрывчатого вещества, относительной высоты перемычки (*б*) от соотношения относительного расстояния между зарядами и показателем действия взрыва $\frac{m}{n}$ (а).

дается даже некоторое ее уменьшение. Величина перемычек незначительна и только при m : n = 0,9 превышает 0,2W.

Поскольку основным фактором, определяющим расстояние при смежном взрывании зарядов выброса, является получение выемки максимальной площади сечения при минимальном расходе ВВ на единицу ее объема, то оптимальное расстояние, удовлетворяющее этому требованию, равно $\frac{(0{,}87 - 0{,}9)\,m}{n}$. Высота перемычки не превышает величины 0,2W.

Характерно, что с уменьшением расстояния между зарядами пропорционально увеличивается видимая глубина над перемычкой по оси заложения заряда P и превышает при этом глубину выемки от взрыва одиночного заряда выброса. Видимые глубины аппроксимируются зависимостью

$$P = KWn,$$

Таблица 16

Результаты взрывов параллельных горизонтальных зарядов выброса в суглинках

Применяемое ВВ	Характеристика заряда				Параметры выемки					
	удельный расход ВВ, кг/м	длина, м	глубина заложения заряда, м	расстояние между зарядами, м	ширина, м		длина, м	глубина, м	показать по-перечного сечения, м²	расход ВВ на 1 м³ выбро-шенного грун-та, кг/м³	показатель дейст-вия взрыва
					поверху	по низу		по оси заряда	наи боль-шая			
Тротил прессованный	4	4	0,9	—	3,70	0,9	0,15	1,02	—	2,34	1,7	2,1
	8	6	0,9	1,15	5,80	1,6	9,40	1,55	1,40	5,50	1,46	—
	8	5,9	0,9	1,35	6,30	2,00	9,70	1,45	1,33	5,85	1,37	—
	8	5,8	0,9	1,60	6,90	2,20	8,75	1,58	1,35	6,40	1,25	—
	8	6,1	0,9	1,8	6,65	2,60	9,20	1,40	1,20	6,10	1,32	—
	4	4,0	1,2	—	4,38	—	6,63	1,20	—	—	1,20	1,8
	8	6,0	1,2	1,2	6,60	1,20	9,0	1,63	1,50	5,40	1,48	—
	8	6,0	1,2	1,5	6,50	1,50	9,0	1,50	1,40	5,80	1,38	—
	8	6,0	1,2	1,8	6,95	1,90	9,1	1,55	1,30	6,20	1,30	—
	8	6,0	1,2	2,10	6,85	1,80	8,9	1,42	1,15	5,5	1,45	—

где K = 0,55 при одиночном взрывании, K = 0,65—0,70 при смежном взрывании зарядов для глубины выемки над перемычкой и по оси заложения заряда.

Сопоставление экспериментальных данных и расчетных величин относительного расстояния между зарядами по приведенным выше зависимостям отражено в таблице 17. Наиболее близкое совпадение экспериментальных и расчетных значений дают зависимости

$$m = \sqrt{f(n^{1,7})} \text{ и } m = \sqrt[3]{f(n)}$$

Таблица 17

Сопоставление экспериментальных и расчетных величин расстояния между зарядами

Показатель действия взрыва n	Фактические значения		Расчетные формулы					
	m	m/n	$a = 0,5\,W\,(n+1)$		$a = \sqrt[3]{0,4 + 0,6n^2}$		$a = W\sqrt[3]{n^{1,7}}$	
			m	m/n	m	m/n	m	m/n
1,8	1,6	0,87—0,9	1,4	0,78	1,57	0,875	1,65	0,91
2,1	1,8—1,9	0,87—0,9	1,55	0,74	1,82	0,87	1,9	0,9

Расстояние между горизонтальными зарядами выброса можно определять также по выражению $m = \frac{3n+1}{4}$, как это предлагается в работе Е. И. Шифрина [55].

С учетом разработанных положений однорядного и многорядного методов горизонтальных удлиненных зарядов выброса были произведены промышленные взрывы на участках трассы Каракумского канала им. В. И. Ленина.

Технология и опыт строительства каналов линейными зарядами взрывчатого вещества

Взрывной способ строительства каналов и коллекторов получает все более широкое распространение. Этому способствует разработанная технология, основанная на применении удлиненных горизонтальных траншейных зарядов, уложенных параллельно проектному дну выемки.

По оси трассы будущего канала отрывают зарядную траншею на глубину 0,45—0,8 глубины выемки. В траншею укладывают заряд ВВ, засыпают и производят взрыв. В результате выброса части грунта (до 45—50% из разрабатываемого сечения) и уплотнения образуется выемка канала.

Такой способ проходки наиболее эффективен в неводонасыщенных связных грунтах, в которых при взрывах заглубленных зарядов образуются камуфлетные полости значительных размеров. Его следует применять прежде всего в супесях, легких и тяжелых суглинках и глинах оптимальной влажности (8—25%). Он может быть применен также в сухих суглинках и супесях, в песках с достаточным содержанием пылевых и глинистых частиц (не менее 35—40%), в лессовидных суглинках и гравелистых породах, содержащих не менее 40—45% мелкозема (глинистых и пылеватых частиц). В этих грунтовых условиях эффект несколько снижается.

По сравнению с оптимальными горно-геологическими условиями в сухих (менее 6% весовой влажности), а также в гравелистых связных породах качество уплотнения при взрывном способе проходки выемок снижается, противофильтрационные свойства уплотненной зоны резко ухудшаются, а расход ВВ повышается.

Проходка зарядной траншеи является очень трудоемкой операцией, она в значительной степени влияет на темпы строительства. Учитывая линейный характер работ, следует применять для нарезки траншей глубиной до 3,5 м высокопроизводительные многоковшовые и цепные экскаваторы. Характерно, что эти экскаваторы позволяют получать траншеи необходимой ширины. Ширина зарядной траншеи зависит от ее глубины. Траншея глубиной 2,0—2,5 м предназначена для получения выемки сечением 30—45 м², а траншея глубиной 3,0—3,5 м — выемки сечением до 80 м². Масса укладываемых в них зарядов на 1 м длины составляет в первом случае 100—200 кг, во втором достигает 290 кг. Поэтому для траншей глубиной до 2,5 м приемлема ширина 0,6—0,9, а для траншей глубиной до 3,5 м — 0,9—1,2 м.

Траншеи глубиной 5—8 м обеспечивают получение выемок большого сечения (до 500 м²). Ширина такой траншеи понизу равна 0,8—1,2 м, удельный расход составляет 1200—1500 кг/м. Как показал опыт промышленных взрывов на четвертой очереди Каракумского канала, для проходки зарядных траншей глубиной до 7 м наиболее рационально применение экскаваторов-драглайнов с ковшом емкостью 1,0—1,5 м³.

Устойчивость грунтов должна допускать сохранение вертикальных или крутых (под углом 75—85°) наклонных стенок траншеи. При глубине траншеи более 2—3 м на участках, на которых находятся люди (во время коммутации взрывной сети и размещения зарядов-боевиков), применяют передвижные металлические либо другие временные крепи.

Важное место в общем технологическом процессе занимает механизация укладки взрывчатого вещества. Она не только сокращает трудоемкость и стоимость зарядных работ, но и обеспечивает непрерывность всего процесса работ. Наиболее простым является способ заряжания насыпью. В этом случае используются транспортно-зарядные машины, получившие применение на открытых горных работах.

При поточной технологии устройства профильных выемок сечением до 25—30 м² целесообразно применение спецоборудованных дреноукладочных машин. В этом случае технологические операции: устройство зарядной траншеи, засыпка в нее взрывчатого вещества и забойка траншеи грунтом — выполняют последовательно. По мере движения дреноукладчика цепным баром прорезается узкая траншея, куда из зарядного бункера поступает дозированное количество взрывчатого вещества. Под прикрытием стенок бункера одновременно укладывают заряды и ДШ. Забойка заряженной части траншеи осуществляется бульдозерной подвеской, смонтированной на дреноукладчике.

При закладке зарядов небольшого удельного расхода, чтобы избежать перемешивания ВВ с грунтом, следует применять полиэтиленовые оболочки. Запрессовка ВВ в оболочку возможна как вручную, так и с помощью пневматической зарядной машины ПЗК. Технология с использованием горизонтальных зарядов игданита в полиэтиленовой оболочке была проверена при устройстве котлованов прудов. Изготовленным на месте работ игданитом заполняли полиэтиленовые рукава диаметром около 20 см, длиной 20 м. Рукава с зарядом укладывали в траншею и на их стыке устанавливали боевики инициирующего ВВ.

При подготовке крупных взрывов, по нашему мнению, зарядку траншеи целесообразно проводить следующим образом. Укладку мешков с ВВ вести с помощью наклонных лотков из автомашины (автотягача), движущейся вдоль траншеи. Затем в траншейный заряд опустить боевики и механизмами засыпать траншею. Как показал опыт применения линейно-протяженных траншейных зарядов при проходе участка Каракумского канала им. В. И. Ленина (сечение канала до 200 м²), укладка основного заряда и боевиков осуществима и без спуска людей в зарядную траншею.

При использовании в качестве ВВ боеприпасов, снятых с вооружения, зарядку необходимо вести с помощью автокранов. Для повышения безопасности работ можно применять контейнеры с донной разгрузкой [22].

Наиболее приемлемой формой организации работ при подготовке крупных взрывов на выброс является совмещенный график, предопределяющий параллельное выполнение основных технологических процессов: проходку зарядной траншеи, укладку ВВ и засыпку грунтом. В слабых, неустойчивых грунтах зарядку траншеи следует производить вслед за проходом экскаватором. Для предотвращения обрушения стенок траншеи и обеспечения безопасности зарядки необходимо применять металлическую крепь, передвигаемую экскаватором.

Последовательный график работ, при котором технологические процессы выполняют поочередно и рассредоточенно во времени, возможен лишь в случае грунтов с устойчивыми бортами зарядной траншеи.

Предельные глубины выемок, которые можно получить взрывами траншейных зарядов выброса, определяются в основном устойчивостью стенок глубоких зарядных траншей. Согласно исследованиям [51], максимальная глубина (в метрах) зарядной траншеи по геологическим условиям:

$$H_r = \frac{2K}{\gamma} \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right),$$

где K — сцепление грунта в массиве;

γ — объемный вес грунта;

φ — угол внутреннего трения.

Данные о предельных глубинах траншей, которые сохраняют устойчивость на время, необходимое для укладки заряда, и о глубинах выемок, получаемых при взрывах этих зарядов, приведены в таблицах 18 и 19.

Строительство участков Каракумского канала. Взрывные работы производили на трассе пионерного канала (пикеты 8530—8613). Литология грунтов на этом участке представлена в верхней части тяжелыми пересушенными глинами, в нижней части тяжелыми суглинками с прослойками и линзами супесей.

По трудности разработки механизмами эти грунты относятся к IV, III и частично ко II категории. На участке между пикетами 8531—8572 в пределах сечения канала на глубине 4,5 м выклиниваются грунтовые воды, что создает затруднения при разработке глубокой выемки канала механизмами. В связи с этим проходка канала на участке была выполнена взрывным способом.

Для устройства выемки пионерного канала применяли наиболее экономичное однорядное расположение траншейных зарядов выброса, закладываемых по оси канала на расчетной глубине. Так как техническими условиями предусматривалась механическая зачистка разрыхленной зоны грунта, то взрывная выемка имела меньшее поперечное сечение по сравнению с проектным.

Проходка траншей по оси канала велась драглайном с емкостью ковша 1 м³. Глубина траншеи на разных участках составляла 5,5—7,0 м.

В качестве основного взрывчатого вещества использовали игданит. Траншейные заряды взрывали с помощью детонирующего шнура. Для этого по длине каждого заряда укладывали две нити шнура и через каждые 20—25 м узел заводили в мешок инициирующего ВВ (аммонита № 6 ЖВ). Свободные концы шнура выводили из траншеи на поверхность. Затем траншею засыпали бульдозером.

В результате взрыва траншейного заряда игданита длиной 450 м удельным расходом 300—340 кг/м на глубине 5,1—6,0 м образовалась выемка параболического сечения шириной по

3+1/8 Заказ 69

Таблица 18

Основные показатели промышленных взрывов при строительстве участков четвертой очереди Каракумского канала

Характеристика заряда				Параметры выемки			Расход ВВ на 1 м³ грунта, кг	Показатель действия взрыва
взрывчатое вещество	длина, м	расход на 1 м, кг	глубина заложения центра, м	видимая глубина, м	ширина поверху, м	площадь поперечного сечения, м²		
Игданит	450	300—340	5,1—6,0	7—8,5	27—33	125—140	2,4—2,6	2,4—2,7
Аммонит № 6 ЖВ	950	280	5,5—6,0	6—7,4	28—30	110—116	2,4—2,6	2,5—2,7
Прессованный тротил	300	320	5,7—6,0	6,5—7,2	25—29	90—110	2,9—3,5	2,1—2,4
Тротил, зерногранулит	300	460	6,0—6,2	7,5—7,6	29—36	125—160	2,9—3,5	2,4—2,9
Тротил	250	520	6,0—6,5	7,9—8,2	33—40	160—185	2,9—3,5	2,7—3,1

Таблица 19

Предельные глубины каналов, создаваемые взрывами траншейных зарядов

Порода	Весовая влажность %	Предельные глубины, м	
		зарядной траншеи	взрывной выемки
Глины и тяжелые суглинки	14—15	7—9	15—18
	до 14	8—10	14—15
Легкие и лессовидные суглинки	13—24	7—8	12—13
	до 13	6—7	9—10
Супеси, гравелистые породы, содержащие глинистые частицы	13—24	5—6,5	7— 9
	до 13	5—6,5	6— 8
Глинистые пески	10—22	5—6	6— 8
Лессы	до 10	3—3,5	1— 5
Пылеватые пески	—	7—8	7— 8
	—	3—3,5	3,5—4

верху 27—33 м, глубиной 7,0—8,6 м, площадью поперечного сечения 125—140 м² (рис. 27). Расход ВВ в среднем составил 2,4—2,6 кг/м³. Видимая глубина выемки превысила глубину

Рис. 27 Участок Каракумского канала, полученный взрывным способом.

заложения центра заряда в 1,45—1,5 раза, что свидетельствует о создании сильно уплотненной зоны в бортах и на дне канала.

В процессе опытно-промышленных работ использовали также аммонит № 6 ЖВ, прессованный и чешуированный тротил, зерногранулит. Расход аммонита № 6 ЖВ на 1 м³ выброшенного грунта составил 2,4—2,6 кг, тротила — 2,9—3,5 кг. Повышенный расход тротила обусловлен не только его взрывными

свойствами, но и влажностью грунта. Так, взрывы с применением игданита и аммонита производили ранней весной, когда весовая влажность равнялась 18%. Взрывы тротиловых зарядов производили на $1\frac{1}{2}$—$2\frac{1}{2}$ месяца позже, зарядные же траншеи были пройдены до начала опытно-промышленных взрывов. Это в условиях сухого климата привело к пересушиванию грунтового массива, и, как следствие, к ухудшению технико-экономических показателей. Если в грунтах с весовой влажностью 18% глубина выемки, как правило, на 40—60%, а в отдельных случаях даже на 80—90% превышала глубину зарядной траншеи, то в грунтах с весовой влажностью до 8%—всего лишь на 30—40%.

Взрывами, проведенными на Каракумском канале, была доказана возможность устройства глубоких выемок, разработка которых землеройными механизмами сопряжена с большими трудностями. Сечения взрывных выемок согласно техническим требованиям вписались в проектный профиль канала (рис. 28).

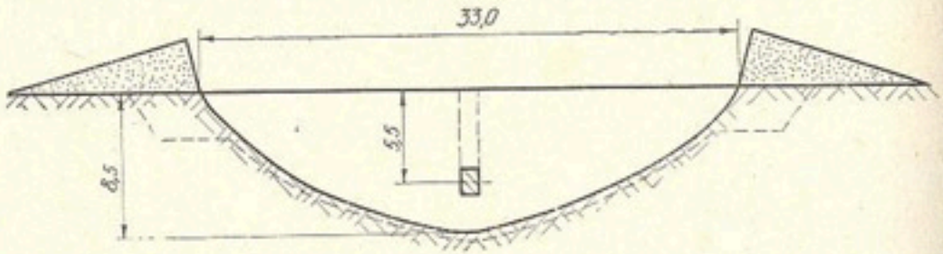


Рис. 28. Поперечный профиль выемки, образованной взрывом (пунктир — проектный профиль, сплошная линия — фактический профиль).

Технико-экономические расчеты показали, что в результате проведенных работ экономия составила около 100 тыс. рублей.

Строительство участков Главного Мургабского коллектора. Коллектор проходил в глинах, суглинках, супесях и песках с удельным весом грунта 2,67 — 2,75 г/см³, влажностью 8—16%. Разведкой на глубину до 10 м грунтовые воды не были обнаружены.

По проекту, разработанному институтом «Туркменгипроводхоз», строительство коллектора шириной по дну 5 м, с заложением откосов 1 : 2,5 и глубиной 3—4 м намечалось выполнить с помощью землеройных машин.

Связные грунты на такырах пересушенные и высокоминерализованные; отличаются значительной механической прочностью. Поэтому получить в них выемку коллектора проектного сечения с помощью скреперов невозможно. Построенный канал имеет заложение откосов 1 : 3 и ширину выемки понизу 4 м вместо 1 : 2,5 и 5 м по проекту. Увеличение рабочего сечения по сравнению с проектным повышает общую стоимость и удлиняет сроки строительства коллектора. К тому же необходимость эксплуатации землеройных машин и содержания коллектива строителей вдали от населенных пунктов и источников водоснабжения в 3—4 раза (по сравнению с нормативами) повышает накладные расходы. Все это и послужило основанием для строительства коллектора взрывным способом.

Необходимые размеры поперечного сечения коллектора обеспечивались путем расположения основного заряда выброса в один ряд. С целью же получения направленного выброса и выполаживания одного из бортов применяли двухрядное расположение зарядов — основного и вспомогательного — с замедлением в 200 м/сек.

По схемам I, II, III (рис. 29) предусматривали устройство выемки коллектора сечением 30—60 м², глубиной до 4,5 м, шириной понизу до 6 м; по схеме IV — выполаживание одного из бортов. При этих взрывах намечено было использовать преобладающий сильный северо-восточный ветер для смещения поднятого взрывом грунта на один из бортов. Расчеты показывают, что времени, в течение которого поднятым взрывом грунт движется в воздухе, достаточно, чтобы сместить его на нужное расстояние.

Время, необходимое для вовлечения частиц грунта в движение ветром,

$$t_в = 3000 \frac{Д}{V_в}.$$

При диаметре частиц менее 0,01 м и постоянной скорости ветра $V_в = 10$ м/сек., $t_в = 3$ сек.

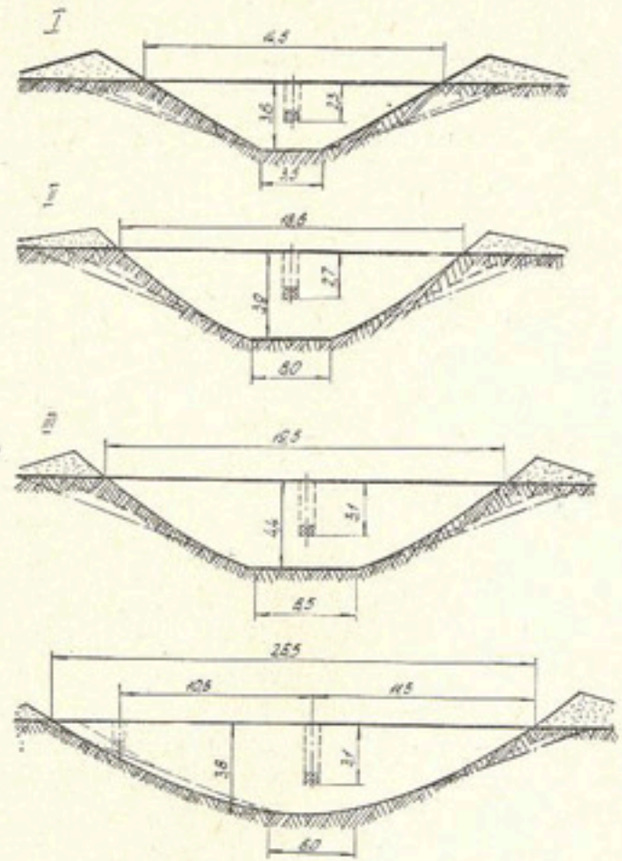


Рис. 29. Схемы расположения зарядов и поперечные профили выемок, полученных в результате взрыва (пунктир — проектный профиль, сплошная линия — фактический профиль):

I, II, III — траншейного заряда игданита массой соответственно 70, 100, 140 кг/м; IV — двух параллельных асимметричных зарядов игданита

Время нахождения поднятого грунта в воздухе $t=0{,}9\sqrt{H}$, где H — высота подъема грунта, превышающего для данных взрывов 80 м. Отсюда $t \geqslant 8$ с. В этом случае частицы грунта будут перенесены на расстояние $l=(t-t_в)V_в=(8-3)10=50$ м, то есть за пределы борта выемки.

Траншеи по оси коллектора разрабатывали экскаватором Э-308. Глубина траншеи 2—3 м, что составляет 0,5—0,6 требуемой глубины выемки. Для взрыва использовали в основном игданит.

Примененные схемы взрывания позволили получить участок коллектора, пригодный к эксплуатации без доработки его с помощью землеройных машин.

Технико-экспериментальные показатели параметров заряда и выемки приведены в таблицах 19 и 20.

Таблица 20

Затраты на 1 м³ выемки, образованной взрывным способом

Показатели	Поперечное сечение выемки			
	схема I, 32 м²	схема II, 48 м²	схема III, 60 м²	схема IV, 66 м²
Доставка ВВ, стоимость ВВ (игданита)	6,5	12	14,0	18,0
Средства взрывания и инициирующее ВВ	1,50	1,95	1,95	2,4
Зарплата взрывника и руководителя взрывных работ	0,2	0,20	0,20	0,3
Зарплата вспомогательных рабочих	0,8	0,84	0,5	0,92
Устройство и засыпка траншей	0,82	0,86	0,95	1,42
Итого:	9,82	13,85	18,0	23,54
Расход на 1 м³ готовой выемки, руб.	0,3	0,29	0,30	0,35

Данные по использованию энергии ветра для смещения грунта следующие. При взрывах с двусторонним выбросом даже при незначительной скорости ветра — примерно 4 м/сек. около 6% объема поднятого взрывом грунта было уложено на нужную юго-западную сторону выемки. При более благоприятной взрывной схеме, когда вспомогательный заряд (масса 45 кг/м, глубина заложения 1,8—2,0 м) взрывался с замедлением в 200 м/сек. после основного (удельный расход 140 кг/м, глубина заложения 2,8—2,9 м), 80% взрываемого грунта под действием энергии взрыва и ветра было уложено на противоположном от вспомогательного заряда борту выемки (рис. 29). Характерно, что при этом достигнуто выполаживание откоса выемки под заданным углом.

Опытно-промышленные работы показали высокую эффективность и экономичность взрывной технологии строительства коллектора с использованием игданитов. Расход игданита не

превышал 2,8 кг на 1 м³ выемки. Стоимость 1 м³ выемки коллектора составила не более 35 коп. (табл. 20), что намного меньше стоимости разработки 1 м³ выемки землеройными механизмами.

Для взрыва грунта использовали также чешуированный тротил и аммонит № 6 ЖВ. Применение этих взрывчатых веществ нецелесообразно для разработки сухих грунтов: расход их значительно больше, чем игданита.

Опытно-промышленные работы на Главном Мургабском коллекторе подтвердили высокую эффективность взрывного способа строительства. Как показывают расчеты, комплексная бригада, состоящая из 1—2 взрывников и нескольких вспомогательных рабочих, при работе одного многоковшового экскаватора (для разработки зарядной траншеи) и одного бульдозера (для засыпки траншеи) может построить в месяц до 30 км канала. Таким образом, применение взрывного способа разработки грунта позволит повысить производительность труда в несколько раз.

Данные о расходе ВВ при взрывном способе приведены в таблице 21.

Строительство каналов в песках и лессах. Наибольшие трудности при взрывных работах на выброс в несвязных породах возникают из-за неустойчивости стенок зарядной траншеи. В пылеватых и глинистых песках зарядные траншеи глубиной до 3—3,5 м сохраняют устойчивость в течение 1,5—20 час. Поэтому укладку заряда и коммутацию взрывной сети в этих породах необходимо вести сразу же после прокладки взрывной траншеи, без спуска людей. Для проходки зарядных траншей целесообразно применение серийно выпускаемых дреноукладчиков.

Дреноукладчик представляет собой смонтированный на шасси гусеничного трактора многоковшовый канавокопатель (глубина черпания 4,0 м), к которому прикреплен металлический бездонный короб, передвигающийся в траншее. При оборудовании короба лестницей он может служить временной крепью.

В несвязных грунтах взрывы на выброс малоэффективны из-за их малой сжимаемости и незначительного угла естественного откоса. При взрыве вокруг траншейного заряда образуется неустойчивая цилиндрическая полость, которая после взрыва разрушается и засыпается оползающим с откосов грунтом. В результате глубина выемки канала значительно уменьшается. Поэтому для получения нужной глубины канала заряды размещают на проектной отметке дна канала и даже ниже и увеличивают их массу.

Более устойчивы траншеи в лессах и супесях. В этих грунтах в процессе образования выемки формируется полость больших размеров, которая в грунтах оптимальной влажности

Таблица 21

Параметры зарядов и взрывных выемок при строительстве Главного Мургабского коллектора

Виды взрывов	Номер схемы	Расположение зарядов	Характеристика заряда: Тип ВВ	Характеристика заряда: расход ВВ, кг/м	Характеристика заряда: глубина заложения заряда, м: основного	Характеристика заряда: глубина заложения заряда, м: вспомогательного	Характеристика заряда: расстояние между зарядами, м	Параметры выемки: глубина, м	Параметры выемки: ширина, м: поверху	Параметры выемки: ширина, м: по дну	Параметры выемки: площадь поперечного сечения, м²	Параметры выемки: заложение откосов	Фактический расход ВВ, кг/м³
Опытные взрывы	а	Одноряное	Игданит	70	2,3	—	—	3,6	14,5	3,5	32	1 : 1,6	2,2
	б	»	»	100	2,7	—	—	3,5—3,9	19,6	6	43—48	1 : 2	2,1
	в	»	»	140	3,1	—	—	4—4,4	19,5	6,5	60	1 : 1,8	2,3
	г	Двойное асимметричное	»	195	3,1	1,9	10,5	2,1—3,8	26,3	4—6	58	1 : 1,5—1 : 2	2,8
Промышленные взрывы		Одноряное	Тротил	85	2,7—3,5	—	—	3,0—3,4	12—14	3,5	28—25	1 : 1,6	3,5—3,2
		»	»	100	2,7—3,5	—	—	3,2—3,5	14—16	4,5	27—29	1 : 1,6	3,5—3,2
		»	»	155	3,0	—	—	4,2—4,4	20	6	44—46	1 : 1,6	3,3—3,5
		»	Аммонит № 6 ЖВ	135	3,0	—	—	4,2—4,4	20	6,5	46	1 : 1,6	2,9—3,3

(14—18%) не разрушается и при высоких показателях действия взрыва не заполняется грунтом.

С уменьшением влажности грунта взрываемость его резко ухудшается. Так, при взрывах на выброс в лессовидных грунтах Средней Азии были получены следующие данные:

влажность, %	18	10	5	3
расход ВВ, кг/м³	1,05	1,75	2,5	3,17

Примерно такую же величину составил расход ВВ при взрывании в сухих лессах на трассе Куня-Ургенчского коллектора Для взрыва использовали траншейные заряды игданита. Необходимое поперечное сечение коллектора достигалось путем однорядного расположения зарядов выброса с соответствующим показателем действия взрыва.

В результате взрыва траншейного заряда игданита удельным расходом 150 кг/м на глубине 2,6—2,8 м образовалась выемка параболического сечения шириной поверху 16—18 м, глубиной 3,2—3,4 м, сечением 40—42 м².

При взрывании заряда массой 110 кг/м на глубине заложения 2,6—2,4 м выемка имела следующие параметры: ширина поверху 13,5—14 м, глубина 3,0—3,1 м, площадь сечения 29—31 м².

Расход игданита составил 3,5—3,7 кг/м³.

В лессовидных грунтах и супесях с преобладанием жестких минеральных скелетных связей на Каховской оросительной системе расход ВВ колебался в пределах 2,14—5,07 кг/м³ сечения выемки канала.

Таким образом, вопрос о целесообразности применения взрывного способа для устройства выемок каналов в сухих песках и лессах следует решать в каждом конкретном случае на основании геологических данных.

Изменение плотности и прочности грунтового массива в зоне действия взрыва

Уплотнение связных грунтов при динамических нагружениях отличается и по величине, и по физической сущности от уплотнения при статическом нагружении. Уплотнение глинистых пород при постоянной, длительно действующей нагрузке (консолидация) протекает в течение продолжительного времени. При этом происходит отжатие свободной и слабо связанной воды, уплотнение оболочек и сжатие скелета с передвижкой частиц. Скорость консолидации зависит от коэффициента фильтрации пород [25].

Необратимое сжатие глинистых пород при динамических нагружениях имеет иную природу. Оно происходит преимущественно за счет закрытия свободных пор со сжатием и растворением газов под давлением в воде. Поскольку объемная деформация обводненных глинистых пород с небольшой свободной по-

ристостью, по экспериментальным данным, может существенно превысить объем свободных пор, следует также считать, что одновременно происходит и переупаковка частиц скелета, уплотнение гелеобразных пленок и превращение части рыхло связанной воды в прочносвязанную [11].

Уплотнение без изменения весовой влажности при динамическом приложении нагрузки может быть достигнуто, если невозможно боковое расширение. В массиве ударное нагружение (падающий груз) позволяет уплотнить грунт на небольшую глубину, а взрывное нагружение обеспечивает глубинное уплотнение.

Изучение характера уплотнения связных грунтов наиболее удобно вести на образцах. На рис. 30 приведена принципиальная схема установки одноосного динамического сжатия нескальных пород, использованной для экспериментального исследования динамических свойств связных грунтов.

Исследуемый образец породы 6 заключали в рабочую обойму-цилиндр *3*. Нагружение образца осуществляли с помощью свободно падающего груза *2* массой до 100 кг, наносящего удар по поршню *4*, передающему давление на образец. Для регистрации напряжений и уплотнения образца были установлены датчики *7* и *8*.

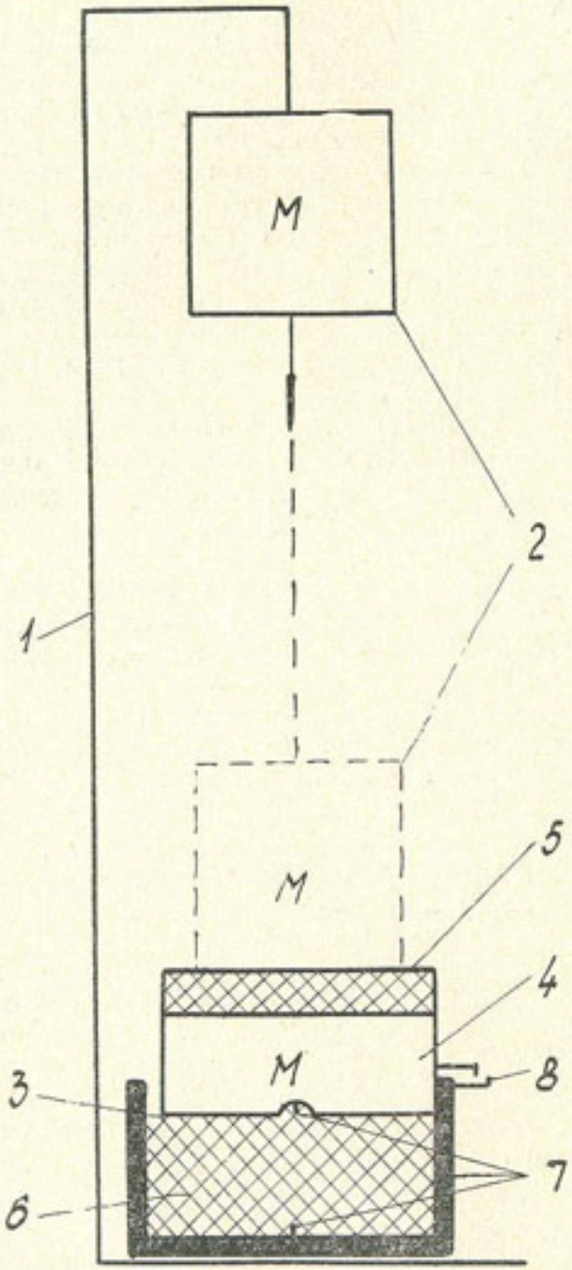


Рис. 30. Схема установки одноосного динамического сжатия:
1 — копер; *2* — груз (М); *3* — обойма-цилиндр; *4* — поршень (М); *5* — прокладка; *6* — образец; *7* — датчики напряжений; *8* — датчик деформаций

Методика испытаний позволяла изучать деформирование грунта под действием импульсов различных параметров, отвечающих различным взрывным импульсам. Параметры импульсного нагружения изменяли с помощью резиновых прокладок *5* между падающим грузом и поршнем испытательной камеры. Сигналы датчиков после усиления с помощью тензостанции УТС-1ВС-12 или усилителя 8АНЧ-7м регистрировали на шлейфовых осциллографах типа Н-700 или Н-105.

В процессе исследований были испытаны образцы киевских, херсонских и крымских суглинков, лессов, песчаных глин, плотных пластичных глин различной водонасыщенности.

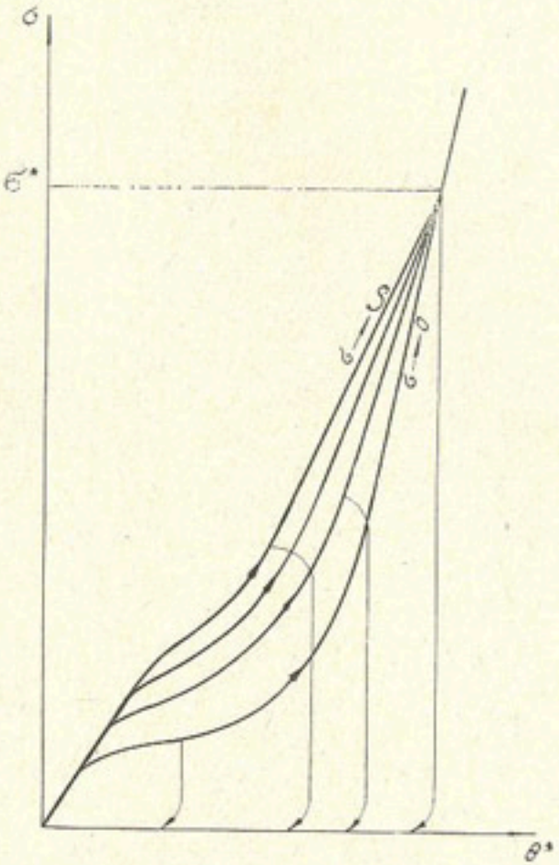


Рис. 31. Динамические кривые деформации связных пород при различной скорости возрастания нагрузки от квазистатической ($\sigma \to 0$) до взрывного нагружения ($\sigma \to \infty$); σ^* и θ^* — напряжения и деформации при закрытии свободных пор.

В результате испытаний большого количества образцов установлены закономерности происходящей при динамическом нагружении необратимой объемной деформации грунтов (рис. 31). Величина деформации связана нелинейной функциональной зависимостью с напряжениями. На нагрузочной ветви кривой она зависит также от скорости нагружения (времени действия нагрузки). Каждой скорости нагружения соответствует своя кривая напряжение — деформация (σ—Θ). В области значительных нагружений эти кривые сходятся в одной точке, соответствующей полному закрытию пор, при напряжении $\sigma_1 = \sigma_1^*$. Дальнейшее нагружение приводит к росту лишь обратимой (упругой) составляющей объемной деформации. Величина необратимой составляющей объемной де-

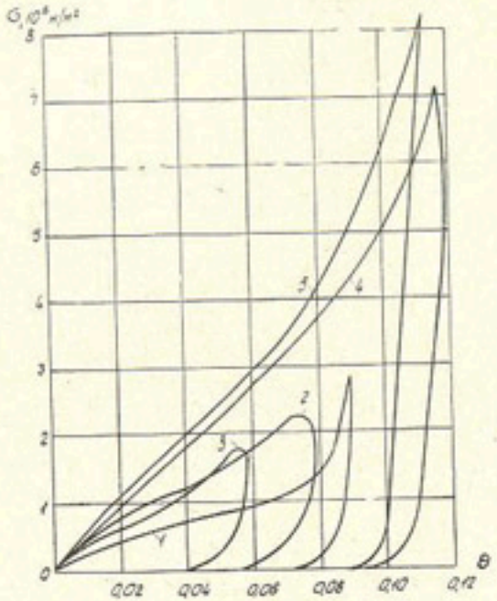


Рис. 32. Кривые напряжения — деформации, полученные путем испытаний образцов суглинков на установке одноосного динамического сжатия при нагружении с различными скоростями:

1 — квазистатическое нагружение ($\sigma \to 0$); *2* — нагружение со скоростью 200 дан/см² · с; *3* — то же, 286 дан/см² · с; *4* — 3090 дан/см² · с.

формации зависит главным образом от объема свободной пористости, то есть от объема газов в порах данной породы.

Вместе с тем кривые σ—Θ изменяются лишь в определенном диапазоне скоростей нагружения. После некоторого критического значения скорости $\sigma_{кр}$, имеющей значение для различных связанных пород от 10^4 до $2{,}5 \cdot 10^4$ дан/см² · с, возрастание скорости нагружения не приводит к изменению зависимости σ—Θ, то есть вязкие свойства связных пород не проявляются. Это дает основание моделировать породы при изучении действия взрыва упруго-пластическим телом и применять при изучении действия различных по массам, но одинаковых по форме зарядов закона подобия.

На рис. 32 приведены диаграммы σ—Θ, полученные при испытании образцов киевских суглинков.

В общем виде зависимость $\sigma - \Theta$, соответствующая нагрузочной ветви кривой, описывается уравнением

$$\Theta = \Theta_s + \frac{\sigma - \sigma_s}{f(\sigma) + (\sigma - \sigma_s) f_2(\sigma)},$$

где Θ, Θ_s — деформации и напряжения, соответствующие переходу пород из упругого в пластическое состояние;

$f(\sigma)$, $f_2(\sigma)$ — некоторые функции, определяющие зависимость диаграммы сжатия от скорости нагружения (при $\sigma = \sigma_{кр}$: $f(\sigma)$const, $f_2(\sigma) = \text{const}$).

Описание вида этих функций и определяющих их коэффициентов для некоторых грунтов приведены в работе А. А. Вовка и др. [11].

Отметим, что в приведенной формуле линейная деформация при одноосном сжатии заменена равной ей объемной деформацией Θ_v, выражаемой формулой:

$$\Theta_v = \frac{V - V_0}{V} = 1 - \frac{\rho}{\rho_0},$$

где V_0, V — первоначальный и конечный объем образца;

ρ_0, ρ — начальная и конечная плотность.

Изменение прочностных показателей при динамическом нагружении. Прочностные свойства грунтов характеризуются коэффициентом сцепления τ и коэффициентом внутреннего трения φ. При испытаниях связных грунтов на одноосное сжатие с динамическим нагружением измеряли главные напряжения σ_1 и σ_2, по которым определяли динамический коэффициент бокового давления μ $\left(\mu = \frac{\sigma_1}{\sigma_2}\right)$. Этот коэффициент из условия пластичности Прандтля—Кулона связан со сцеплением τ_0 и углом внутреннего трения φ соотношением

$$\mu = \frac{1}{1 + \sin\varphi}\left(1 - \sin\varphi - 2\,\frac{\tau_0}{\sigma_1}\cos\varphi\right),$$

где σ_1 — компонента напряжений в момент измерения коэффициента (продолжительными считаем сжимающие напряжения).

Из приведенного соотношения могут быть получены формулы для расчета сцепления и угла внутреннего трения на участке между двумя какими-либо значениями σ_1', σ_2', σ_1'', σ_2'' нагрузной кривой диаграммы объемного сжатия:

$$\tau_0 = \frac{\sigma_1'\sigma_2'' - \sigma_1''\sigma_2'}{\sqrt{(\sigma_1'' - \sigma_1')(\sigma_2'' - \sigma_2')}};$$

$$\varphi = \arcsin\frac{\sigma_1'' - \sigma_2'' - \sigma_1' + \sigma_2'}{\sigma_1'' + \sigma_2'' - \sigma_1' - \sigma_2'}.$$

Значения сцепления и угла внутреннего трения, определенные на каком-либо участке нагрузочной ветви диаграммы, характеризуют прочностные показатели в момент действия динамической нагрузки, а на разгрузочной ветви диаграммы — прочностные показатели грунтов, измененные в результате динамического нагружения.

В таблице 22 приведены прочностные показатели двух образцов керченских пластичных глин. Первый из них — весовой влажностью 14% — нагружался до $\sigma_1 = 52{,}3$ кгс/м², второй — весовой влажностью 22% до $\sigma_1 = 72{,}5$ кгс/см².

Испытания показали, что кривизна огибающих кругов Мора, характеризующая прочность грунтов, сохраняет кривизну и после уплотнения, то есть прочностные показатели уплотненных, так же как и не уплотненных, грунтов несколько изменяются с изменением напряжений после динамического нагружения (при разгрузке и повторном нагружении) — отмечается тенденция к увеличению сцепления и уменьшению угла внутреннего трения.

Таблица 22

Прочностные показатели образцов керченских глин при динамическом нагружении и разгрузке

Показатели	Сцепление в диапазоне нормальных напряжений (кгс/см²)					Угол внутреннего трения (град.) в диапазоне нормальн. напряжен. (кгс/см²)				
	0—10	10—20	20—30	30—40	40—45	0—10	10—20	20—30	30—40	40—45
При нагружении образцов естественной структуры:										
образец 1	0,6	1,0	4,3	7,8	10,2	44,0	40,0	22,2	12,3	6,4
образец 2	0,2	1,6	6,6	9,9	—	35,0	5,0	1,5	0	—
При повторном нагружении:										
образец 1	0,12	1,1	4,4	8,3	—	37,0	31,0	7,0	1,0	—
образец 2	0,2	1,7	7,8	—	—	29,0	1,0	—	—	—
При разгрузке:										
после первого нагружения (образец 1)	0,1	1,2	3,0	4,8	—	25,0	5,0	2,0	1,0	—
	0,2	1,2	2,8	4,2	—	25,0	5,0	1,6	1,0	—
после второго нагружения (образец 1)	0,2	2,0	—	—	—	15,0	0,4	—	—	—

После уплотнения образцы испытывали на срезном приборе Маслова—Лурье для определения сцепления и угла внутреннего трения по стандартной методике. Как показали эти испытания, сцепление, определенное по стандартной методике, примерно в 1,5 раза превышает сцепление, установленное по замеру компонентов напряжения по разгрузочной ветви. Это характеризует запас прочности при расчетах по замеру компонентов напряжения.

Влияние влажности на деформативные и прочностные свойства грунтов при динамических нагрузках. Механические свойства нескальных пород зависят от влажности. Определению изменений деформативных свойств при динамических нагрузках посвящена работа А. Ф. Лебедева [34], не потерявшая своего значения до настоящего времени. В результате его исследований было установлено, что при повторяющихся ударных нагрузках малой интенсивности (от падения груза на образец с высоты 1 м) на предельное уплотнение глинистых грунтов низкой влажности требуется большая затрата работы. С увеличением влажности необходимая для предельного уплотнения работа резко падает. При этом уменьшается, но менее значительно, величина предельного уплотнения.

Так, для достижения предельного уплотнения легких, средних и тяжелых суглинков весовой влажностью 12—16%, а глин влажностью 32—34% затрачивалась работа 110—130 кгс·м, а при весовой влажности соответственно 28—29 и 52% лишь

2 кгс·м. Предельное уплотнение почти пропорционально снижалось с возрастанием влажности (в данном случае в 2,5—3 раза). Абсолютные значения деформации в этих опытах превышали предельную деформацию при однократном взрывном нагружении, рассчитанную по объему свободных пор. Это объясняется вытеканием воды из образца в промежутках между ударами. Однако общие закономерности деформирования не противоречат более поздним экспериментальным данным по однократному динамическому нагружению образцов, полученным А. А. Вовком и др. [12].

На рис. 33 приведены графики функциональных зависимостей, связывающих предельную расчетную деформацию Θ^{**}, соответствующую полному закрытию свободных пор; фактическую предельную деформацию, достигаемую при однократном динамическом нагружении Θ^{*}; работу уплотнения A; весовую влажность W в проц., т. е.

$$\Theta^{**}(W) = 1 - \gamma_{ск}\left(\frac{1}{\rho_м} + \frac{W}{100}\right);$$

$$\Theta^{**}(0) = \Theta^{*}_{v} = 1 - \frac{\gamma_{ск}}{\rho_0},$$

где $\gamma_{ск}$ — объемный вес скелета;

$\rho_м$ — плотность (удельный вес) минералов скелета;

$$\Theta^{*}_{v} = k\Theta^{**},$$

где k = 0,85—0,95.

Деформация, достигаемая при затрате работы уплотнения, составляет:

$$\Theta = a\frac{\Delta W}{100}e^{-\frac{b\Delta W}{WA^{1/2}}},$$

где W — весовая влажность грунта;

ΔW — разность весовой влажности при полном водонасыщении $W_{пр}$ и данной весовой влажности ($\Delta W = W_{пр} - W$);

A — работа, затрачиваемая на деформирование 1 см³ грунта;

a, b — коэффициенты, зависящие от свойств пород.

Согласно исследованиям А. Ф. Лебедева [34], эти коэффициенты имеют следующие значения:

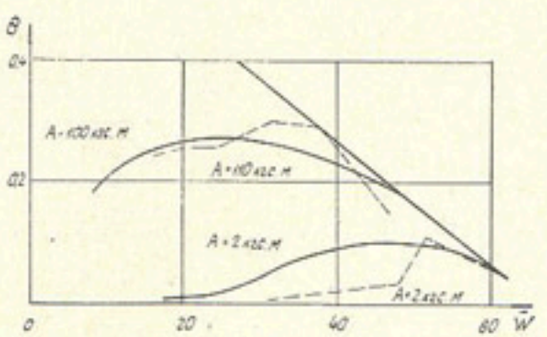


Рис. 33. График зависимости объемной деформации от влажности грунтов:

1 — предельная расчетная деформация; *2* — фактическая предельная деформация (сплошные линии — расчетные кривые, пунктир — фактические изменения деформации от влажности при затрате 100 и 2 кгс·м работы уплотнения)

	W, %	a^2	в, кгс·м$^{1/2}$/см$^{3/2}$
глины	62	1,98	3
суглинки тяжелые	42	2,64	3
суглинки средние и легкие	35	3	3

При однократном интенсивном динамическом нагружении:

	W, %	a	в, кгс·м$^{1/2}$/см$^{3/2}$
глины	64	1,1	3
суглинки тяжелые	44	1,2	3
суглинки средние и легкие	37	1,3	3

При исследованиях была установлена оптимальная влажность, при которой достигается наибольшая относительная объемная деформация при однократном ударном нагружении заданной интенсивности. Определены также закономерности изменения условий пластичности при динамических нагружениях различной интенсивности грунтов разной влажности. Установлено, в частности, что при весовой влажности 20% и нормальных напряжениях 10 кгс/см^2 угол внутреннего трения глинистых грунтов падает до нуля, при более высоких нормальных напряжениях приобретает отрицательные значения с одновременным снижением сцепления, а при давлениях 40—50 кгс/см^2 касательные напряжения в грунтах исчезают и последние приобретают свойства жидкости. В менее выраженной форме (и при более значительных нормальных напряжениях) это отмечается при влажности грунтов 17%. Наконец, при влажности пород 14 и 19% снижения касательных напряжений не отмечалось (рис. 34). Для грунтов влажностью более 20% характерно более значительное снижение угла внутреннего трения с возрастанием нагрузки и менее интенсивное изменение сцепления.

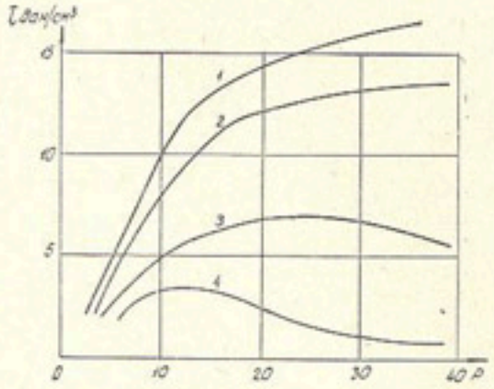


Рис. 34. Изменение интенсивности касательных напряжений грунтов различной весовой влажности:
1 — влажность 9%; *2* — 17%; *3* — 14%. *4* — 9%

Уплотнение грунтового массива при взрывах. При прохождении в массиве связных (глинистых) грунтов пластической взрывной волны сжатия частицы грунта приобретают скорость и вслед за распространением волны происходит движение среды. На месте очага взрыва возникает полость, окруженная уплотненными грунтами, частично разбитыми трещинами.

Размеры зоны остаточных деформаций зависят от интенсивности затухания, т. е. от симметрии заряда

и физических свойств грунтов. Симметрия фронта взрывных волн в однородных грунтах существенно влияет как на размеры зоны остаточных деформаций и зоны кольматации, так и на распределение деформаций с удалением от заряда. Сравнение данных о характере уплотнения грунта взрывом сосредоточенного и удлиненного зарядов показывает, что последний деформирует грунтовой массив на большие расстояния. При осевой симметрии размеры зоны остаточных деформаций достигают 200 $r_з$, в то время как при взрыве заряда с центральной симметрией они составляют (40—50) $r_з$. Абсолютные размеры уплотненной зоны грунта при действии цилиндрического заряда в 1,5—2 раза больше, чем при взрыве равновеликого сосредоточенного заряда.

Исследования и визуальные наблюдения позволили установить, что в случае сосредоточенных взрывов начальная плотность грунта на границе с полостью выше, чем при взрыве цилиндрического заряда, однако в последнем случае размеры зоны остаточных деформаций больше и пористость распространяется равномернее.

На рис. 35 приведены изолинии остаточных деформаций суглинка с объемным весом скелета $\gamma = 1{,}6$ г/см^3 после взрыва сосредоточенного сферического и горизонтального цилиндрического зарядов, нанесенные на вертикальную плоскость, проходящую через центр сосредоточенного заряда и перпендикулярно оси цилиндрического. И в первом, и во втором случае масса заряда составила 2 кг на 1 м.

Специфика условий распределения взрывной волны в неоднородном по глубине грунте сказалась на характере распределения деформаций. Размеры зоны остаточных деформаций по вертикали больше, чем по горизонтали, так как с глубиной пористость грунта несколько снижается по сравнению с верхним слоем грунта, вол-

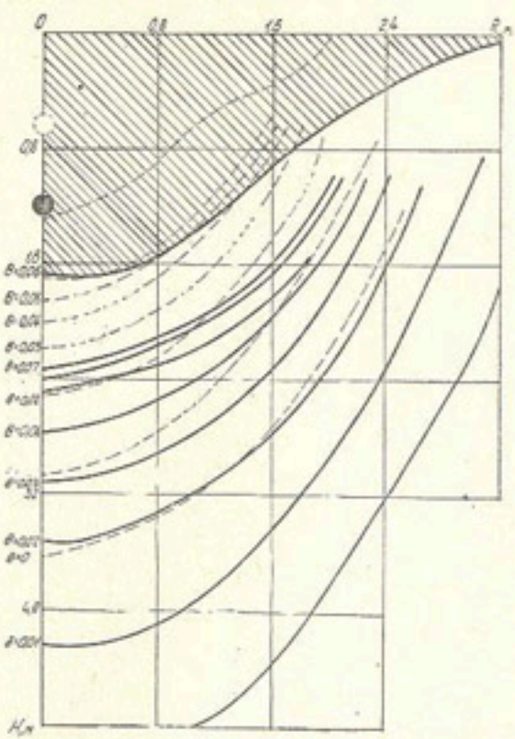


Рис. 35. Поля деформаций вокруг зарядов выброса (сосредоточенного — пунктир, горизонтального цилиндрического — сплошные линии)

на деформации распространяется на большую глубину, хотя абсолютные величины на равных расстояниях по горизонтали находятся в прямой зависимости от значений Θ. Более высокие значения — Θ=0,06—0,1 — соответствуют зоне под выемкой ближе к заряду, то есть зона максимального закрытия пор в первом случае уже, что должно сказаться на характере перемещения влаги в уплотненной зоне при последующей эксплуатации выемки.

Общее поле деформаций вокруг сосредоточенного заряда имеет вид тела вращения, а равные деформации вызываются на поверхностях вращения с вертикальной осью симметрии, проходящей через центр заряда.

Часто выделяются две или три зоны влияния взрыва в грунтах в зависимости от изменения плотности этих пород — ближнюю, среднюю и дальнюю, или зону уплотнения и зону сейсмического влияния. По нашему мнению, целесообразно рассматривать в зависимости от характера и степени уплотнения пород четыре зоны (рис. 36):

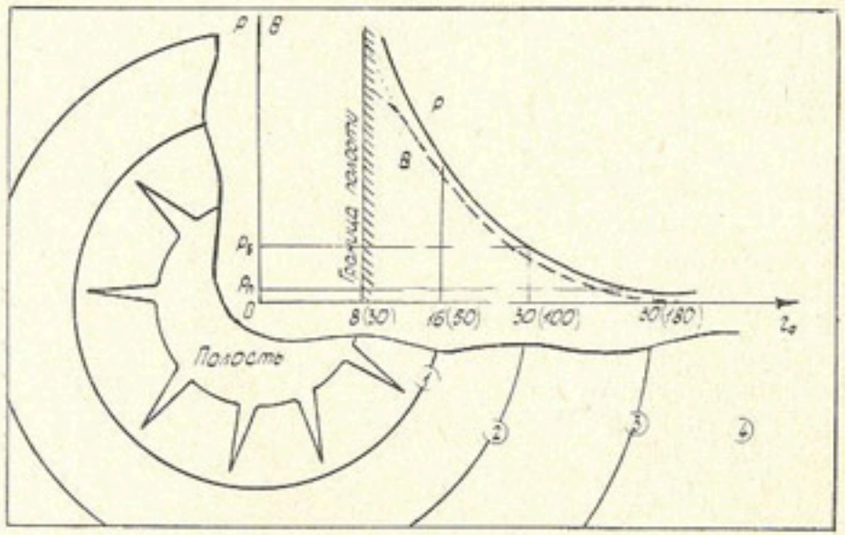


Рис. 36. Распределение зон влияния взрыва в грунтах

зону, примыкающую к камуфлетной полости, — зону предельного уплотнения, где грунты имеют почти постоянную, максимально возможную при данной влажности плотность;

зону значительного уплотнения — уплотненную (ближнюю) зону, где объемная деформация уменьшается по мере удаления от очага взрыва от максимальной величины до величины, равной точности измерений (примерно до 0,02);

зону небольшого уплотнения, или кольматации (среднюю зону), где объемная деформация может быть выявлена косвенными способами, в частности, путем определения изменений фильтрационных свойств пород;

зону сейсмических колебаний пород (дальнюю зону).

Относительный радиус полости $r_{пол.}$ (в радиусах заряда) при взрыве камуфлетного заряда изменяется от 4—5 в известняках-ракушечниках и плотных сухих загипсованных или известкованных глинистых породах весовой влажностью 8—14% до 10—12 в высокопластичных малоуплотненных глинах (7,0—8,5 — для большинства суглинков, 8,0—9,5 — для глин).

С величиной радиуса полости тесно связан показатель простреливаемости $k_{пр.}$, равный отношению объема полости $V_{пол.}$ ($дм^3$) к массе заряда С (кг):

$$k_{пр.} = \frac{V_{пол.}}{C} = \frac{r^3_{пол.}}{\gamma_{ВВ}},$$

где $\gamma_{ВВ}$ — объемный вес взрывчатого вещества.

В таблице 23 приведены значения $\gamma_{ВВ}$ и $r_{пол.}$ по данным экспериментов и литературных источников.

Таблица 23

Значения коэффициента простреливаемости и относительных радиусов полости в некоторых нескальных породах

Грунты	Оптимальная влажность (0,5—0,9 полного водонасыщения)		Влажность менее 0,4—0,45 полного водонасыщения	
	$\gamma_{ВВ}$, $дм^3/кг$	$r_{пол.}$	$\gamma_{ВВ}$, $дм^3/кг$	$r_{пол.}$
Глина моренная пластичная	1200—1500	10,5—11,5	800—1000	3,0—10,0
Глина сарматская пластичная	1000—1300	9,5—10,5	600—800	8,5—9,0
Глина юрская черная	600—800	8,5—9,5	400—500	7,5—8,0
Суглинок жирный	400—550	7,3—8,1	200—300	5,8—6,6
Супесь	360—450	7,0—7,6	220—300	6,0—6,5
Глина пылеватая	300—400	7,0—7,3	180—250	5,5—6,3
Глина песчаная	280—400	6,5—7,3	200—250	5,7—6,3
Суглинок плотный	320—450	6,8—7,3	240—300	6,1—6,6
Супесь плотная	300—400	7,0—7,5	220—270	6,0—6,4
Глина синяя ломовая	130—160	5,0—5,4	100—125	4,6—5,0
Глина песчаная плотная	80—100	4,3—4,5	70—80	4,2—4,4
Мергель мягкий трещиноватый	200—300	5,7—6,5	150—200	5,3—5,7
Мергель средней крепости, трещиноватый	100—150	4,6—5,3	70—90	4,2—4,6
Известняк-ракушечник	50—100	3,7—4,6	40—60	3,4—4,0

Зона максимального уплотнения образуется лишь при взрывании в пластичных глинистых грунтах и имеет небольшие размеры. В пластичных глинах весовой влажностью 40—45%, со свободной пористостью 3—5% мощность не превышает 4—6 радиусов заряда. В четвертичных суглинках весовой влажностью 12—17% при взрывах создается «корка» уплотненных пород толщиной до 15—20 см. Грунты в пределах этого слоя разбиты

трещинами, поэтому при определении устойчивости и противофильтрационного уплотнения они не играют существенной роли.

Зона значительного уплотнения (уплотненная зона) распространяется на расстояние, равное 35—36 радусам заряда при взрыве сосредоточенных зарядов и 120—130 радиусам при взрыве цилиндрических зарядов в сухих связных грунтах высокой начальной плотности и соответственно 40—45 и 140—150 — в четвертичных суглинках и супесях весовой влажностью 14—18%.

Определение границы средней зоны (зоны небольшого уплотнения) вызывает некоторые затруднения, так как изменение плотности грунтов в этой зоне выходит за пределы точности измерений.

Значительное уменьшение коэффициента фильтрации грунтов в рассматриваемой зоне Г. И. Покровский [47] объяснял изменением взаимного расположения частиц при прохождении взрывной волны. Эту зону принято называть зоной кольматации.

Изменение влажности связных грунтов в уплотненной зоне. Уплотнение при распространении взрывных волн, протекающее с большой скоростью, не может вызвать изменения весовой влажности грунтов, имеющих низкую фильтрационную способность. По расчетным данным, уплотнение приводит лишь к некоторому повышению объемной влажности (без изменения весовой). Вместе с тем исследования методом радиоактивного каротажа показывают возникновение вокруг очага взрыва цилиндрического заряда двух зон:

зоны пониженной влажности, непосредственно примыкающей к стенке полости и распространяющейся при взрыве в четвертичных суглинках и супесях влажностью 12—17% на расстояние, равное 80—90 радиусам заряда;

зоны повышенной влажности, внешняя граница которой совпадает с внешней границей уплотненной (ближней) зоны.

Граница между первой и второй зонами выражена резко, внешняя граница второй зоны устанавливается условно, т. к. кривая изменения влажности асимптотически приближается к оси абсцисс. Понижение влажности достигает 1,5—2,0%, возрастание — 1,2—1,5%.

Следует отметить, что измерения проводили, как правило, через 30—40 мин., а иногда и через несколько часов после взрыва. Результаты этих измерений не совпадали с обоснованным теоретически и принятым в практике утверждением о неизменности весовой влажности. На основе анализа данных была выдвинута гипотеза о возникновении медленного перемещения воды после прохождения взрывной волны и уплотнения пород. Это перемещение вызывает повышение напряжения, обусловленное сжатием в порах пород защемленных газов. Движение воды в сторону камуфлетной полости происходит в меньшей степени, поскольку коэффициент фильтрации здесь значительно снижен. Фильтрация воды в полость отмечается визуальными наблюдениями (радиоизотопный каротаж в разбитой трещинами зоне не дает результатов). Основная часть воды, по мнению авторов, перемещается под давлением газов в глубь массива, где создается зона повышенной влажности.

Для проверки выдвинутой гипотезы неоднократно замеряли влажность вокруг очага взрыва. Измерения проводили через 10—12 мин. после взрыва с интервалом 15—45 мин. Полученные данные подтверждают правильность гипотезы и хорошо согласуются с теоретическим расчетом.

Прочностные показатели связных грунтов уплотненной зоны. Как отмечалось выше, при динамическом уплотнении образцов связных (глинистых) грунтов повышается сцепление и в большей степени изменяется угол внутреннего трения. В массиве изменения прочностных показателей носят более сложный характер в связи с изменением влажности. В связных грунтах с первоначальной влажностью не ниже 10—11% вокруг очага взрыва по прочностным показателям, так же как и по влажности, выделяются две зоны:

зона повышенных (по сравнению с первоначальными) значений сцепления, угла внутреннего трения; примыкает к границе полости, внешние ее границы проходят на расстоянии, равном 15—30 радиусам заряда;

зона пониженных значений сцепления и угла внутреннего трения, внешние границы ее примерно совпадают с внешней границей уплотненной зоны.

В четвертичных суглинках, как показывают экспериментальные данные, сцепление в наибольшей степени повышается (в 1,2 раза) и снижается (на 26%) при первоначальной весовой влажности около 12%; в наименьшей степени (соответственно на 70 и 18%) при влажности 18—19%.

Изменение угла внутреннего трения менее значительно: в суглинках он увеличивается в среднем на 50—60%, уменьшается — на 15—20%.

На рис. 37 показано изменение прочностных показателей грунтового массива вблизи взрывной выемки. Непосредственно к нижней части выемки примыкает зона, где уплотнение грунтов сопровождается повышением сцепления. Максимум роста величины сцепления — в 2—2,5 раза — достигается непосредственно у откоса выемки. У внешней границы зоны сцепление равно первоначальному. Почти аналогично, но менее значительно по величине, изменяется в этой зоне угол внутреннего трения (рис. 38).

Рассматриваемая зона распространяется по горизонтали на расстояние, составляющее 35—40 радиусов горизонтального цилиндрического заряда в породах весовой влажностью до 12—14% и 40—45 радиусов в более влажных породах. Далее следует зона, где, несмотря на уплотнение пород, сцепление и угол внутреннего трения несколько снижены. Минимальные зна-

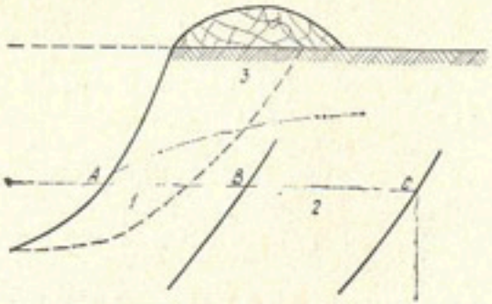


Рис. 37. Изменение прочностных показателей грунтового массива вблизи взрывной выемки:

1 — зона, где происходит упрочнение одновременно со значительным уплотнением грунтов; *2* — зона разупрочнения при незначительном уплотнении; *3* — зона разупрочнения и разуплотнения грунтов

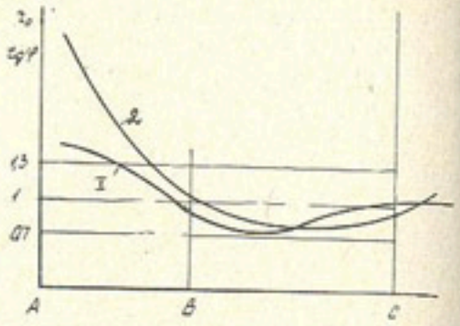


Рис. 38. График относительных изменений сцепления (кривая 1) и угла внутреннего трения (кривая 2) с увеличением расстояния от границы взрывной выемки

чения сцепления составляют от 0,6—0,7, а угол внутреннего трения — до 0,7—0,8 первоначальных величин (в центре зоны). Внешняя граница этой зоны проходит от оси заряда на расстоянии 120—130 радиусов заряда в сухих породах и 150—160 радиусов во влажных породах. На больших расстояниях от выемки заметных изменений прочностных показателей не отмечалось (зона 3).

К верхней части выемки примыкает зона, где происходит разуплотнение пород и прочностные показатели снижены.

На рис. 37 показана вероятная поверхность скольжения при развитии оползней в бортах выемки. Основная часть этой поверхности проходит в зоне, где сцепление повышено, а угол внутреннего трения либо повышен, либо незначительно снижен. Это доказывает, что откосы взрывных выемок более устойчивы, чем откосы выемок, вырытых механическими способами.

Как показывают наблюдения за состоянием взрывных выемок, в связных породах весовой влажностью до 25—26% отмечаются иногда лишь незначительные осыпания верхней части откоса, т. е. нарушения условий устойчивости возникают лишь в пределах зоны разуплотнения и разрушения пород.

Деформирование и уплотнение лессов и несвязных грунтов. Закономерности распространения и затухания взрывных волн в сухих лессах и песках качественно не отличаются от закономерностей распространения и затухания их в связных (глинистых) породах. Но вследствие более интенсивной диссипации скорость распространения волны меньше, импульсы более интенсивно «размазываются» и волны на меньшем расстоянии от очага заряда переходят в упругие.

Более существенно отличаются результаты действия пластической взрывной волны сжатия. В сухих (весовой влажностью 6—7%) лессах с пористостью 0,53 наблюдалось полное разрушение структурных связей с превращением лесса в несвязную массу — плотностью на 12—15% выше, чем первоначальная. Внешняя граница зоны полного разрушения проходила на расстоянии 8—9 радиусов от заряда. Далее, на расстоянии, равном 12—14 радиусам заряда, отмечалось частичное разрушение связей и уплотнение массива на 5—10% (следует отметить, что данные получены по небольшому числу замеров). Отмечается также уплотнение песка вокруг очага взрыва. Величина уплотнения и границы ее распространения существенно зависят от первоначальной плотности и коэффициента уплотненности песка.

По данным Г. В. Рыкова [40], предельная объемная деформация песков с объемным весом скелета $V = 1{,}50—1{,}52$ г/см³ и весовой влажностью 15—17% составила около 0,012, при влажности 10—12% — 0,018. При объемном весе 1,35—1,40 и влажности 15—17% объемная деформация достигала 0,06. При взрыве в водонасыщенных песках, а также при других динамических нагружениях этих песков (вибрация, удары, возможно, тиксотропное разжижение), она проявляется в виде внезапной потери прочности и устойчивости и приобретения свойств жидкости; возникает разжижение в неуплотненных грунтах [12].

Тиксотропное разжижение намытых подводным способом песков под действием взрыва изучалось Г. М. Ляховым [35]. Пески с объемным весом скелета $V_{ск.} = 1{,}52—1{,}53$ г/см³ разжижаются лишь при малом содержании защемленного воздуха. При объемном весе скелета $V_{ск.} = 1{,}50$ г/см³ разжижение наблюдалось как при малом, так и при большом содержании воздуха, а при $V_{ск.} = 1{,}60$ г/см³ не зафиксировано. Разжижение возникает при действии как сильных, так и сравнительно слабых взрывных импульсов.

Радиус зоны разжижения и время нахождения в разжиженном состоянии по Г. М. Ляхову определяется формулами:

$$r = a\sqrt[3]{c};\quad t = b\sqrt[3]{c},$$

где: c — масса сосредоточения заряда;

a — коэффициент с размерностью м/кг$^{1/3}$, изменяющийся от 2 до 8 при возрастании относительной глубины заложения заряда от 0 до 3;

b — коэффициент с размерностью с/кг$^{1/3}$, изменяющийся от 0 до 3.

Тонкозернистые плывунные пески, по данным экспериментов Киевского отделения ИГТМ АН УССР, во вскрышных породах Попельнянского и Ольшаницкого карьеров Житомирской области после тиксотропного разжижения дренируются. Повторное взрывание в песках, подвергшихся тиксотропному разжижению, приводит к повышению прочности и устойчивости массива в откосах взрывных воронок.

Изменение фильтрационных свойств грунтового массива вокруг очага взрыва

Как указывалось выше, грунт при динамическом нагружении уплотняется в основном за счет сжатия воздуха, то есть уменьшения свободной пористости (в результате переупаковки частиц скелета с взаимным их смещением). При этом уменьшаются размеры пор и их количество вследствие объединения адсорбционных пленок, окружающих минеральные частицы. Это приводит к увеличению вязкого сопротивления и уменьшению площади фильтрации, а значит, и к снижению скорости движения воды через уплотненный грунт.

Строгое решение задачи о движении жидких и газообразных сред через поровое пространство переменной плотности практически невозможно. В то же время инженерную практику интересуют вопросы, связанные с возможностью предварительного расчета фильтрационных потерь полезного продукта из сооружения, полученного взрывным способом. С этой целью приближенно определены изменения проницаемости грунтового массива, уплотненного при динамическом нагружении.

Грунт представляет собой сложную гетерогенную полидисперсную систему, состоящую из зерен минерального скелета, воды и воздуха. Формы минеральных частиц грунтового скелета весьма разнообразны. В песчаных и супесчаных грунтах преобладают окатанные частицы шаровидной или близкой к ней формы. В глинистых грунтах преобладающая форма минеральных частиц определяется основным породообразующим минералом. Учесть многообразие форм практически невозможно, поэтому в наших расчетах будем полагать, что минеральные зерна имеют шаровидную форму.

При установившемся движении жидкой или газообразной среды через поровое пространство грунта сила вязкого сопротивления перемещению среды по порам $F_{вязк.}$ уравновешивает внешнее давление P и вес перемещающейся среды $F_{вес.}$, то есть

$$F_{вязк.} = F_{вес.} + P.$$

Для конкретности расчета полагаем, что в уплотненном грунте перемещается вода, хотя аналогичные рассуждения справедливы и для других жидкостей и газов.

Рассматривая фильтрационный расход воды через единицу площади поверхности полученного взрывом сооружения, установим значения слагаемых в приведенной формуле.

Величина внешнего давления определяется напором H, уровнем воды в полости h и пористостью грунта m:

$$P = \gamma_{в.}(H + h)\,m,$$

где $\gamma_{в.}$ — плотность свободной (перемещающейся) воды.

Грунтовая влага может быть представлена в виде двух частей: связанной воды (в основном в виде адсорбционных пленок) и свободной. При фильтрации объем свободной воды в грунте увеличивается за счет заполнения свободных пор. Поэтому общий объем воды, перемещающейся в поровом пространстве грунта, оказывается равным общему объему пор, уменьшенному на объем связанной воды. Отсюда

$$F_{вес.} = \gamma_{в.} m - \gamma_a \frac{a_1}{d^3}[(d + \delta)^3 - d^3],$$

где γ^a — плотность воды в адсорбционной пленке минеральной частицы;

a_1 — содержание твердой фазы в грунте;

δ — толщина адсорбционной пленки;

d — эффективный диаметр минеральной частицы.

Вводя в уравнение выражение $\lambda = \frac{\delta}{d}$ и учитывая, что $\delta \leqslant d$, $\lambda^3 \to 0$, получим:

$$F_{вес.} = \gamma_{в.} m - 3\lambda\,\gamma_a a_1 (1 + \lambda).$$

Сила вязкого сопротивления движения поровой воды, согласно Е. Д. Камиманову [27],

$$F_{вязк.} = B\mu q,$$

где B — постоянная, имеющая размерность и являющаяся характеристикой геометрии пор;

μ — вязкость воды;

q — объемный расход воды через единицу площади.

С учетом приведенных выше выражений получим после некоторых преобразований уравнение фильтрационного расхода воды через единицу площади недеформированного грунта:

$$q = \frac{\gamma_в m (H + h + 1)}{\mu B} - \frac{3\lambda \gamma_a a_1 (1 + \lambda)}{\mu B}.$$

Уплотнение грунта, происходящее в основном за счет уменьшения свободной пористости, сопровождается изменением его физико-механических показателей. Пористость уплотненного грунта при этом

$$m_* = m - \Theta,$$

а содержание твердой фазы увеличивается до

$$a_{1*} = \frac{a_1}{1 - \Theta}.$$

Поскольку постоянная B пропорциональна удельной поверхности грунтовых пор Σ, изменяющейся при уплотнении по закону

$$\Sigma_* = \frac{\Sigma}{1 - \Theta},$$

то для уплотненного грунта имеем:

$$B_* = \frac{B}{1 - \Theta}.$$

С учетом вышеизложенного уравнение фильтрационного расхода воды для деформированного грунта принимает вид:

$$q_* = \frac{\gamma_B (m-\Theta)(H+h+1)(1-\Theta)}{\mu B} - \frac{3\lambda\gamma_a a_1 (1+\lambda)}{\mu B}.$$

Фильтрационный расход через деформированный грунт изменился в ε раз:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_B m (H+h+1) - 3\lambda\gamma_a a_1 (1+\lambda)}{\gamma_B (m-\Theta)(H+h+1)(1-\Theta) - 3\lambda\gamma_a a_1 (1+\lambda)}.$$

Из этого уравнения следует, что снижение проницаемости грунта, деформированного под действием динамических нагружений, зависит от начальной пористости грунтового массива и степени его необратимого деформирования, а также от гранулометрического состава грунтов и суммарного давления в жидкости или газе. Увеличение свободной пористости грунта при постоянной влажности способствует возрастанию степени его уплотнения при взрыве, а следовательно, и более значительному снижению фильтрационной способности массива. С повышением дисперсности минерального материала фильтрация также снижается.

Анализируя приведенное выражение, можно сделать несколько выводов, имеющих большое практическое значение.

Если деформирование грунта носит обратимый характер (например, в полностью водонасыщенных грунтах), то фильтрационные свойства окружающего массива почти не изменяются. Действительно, при $\Theta=0$ $q=q_к$. Это имеет большое значение в мелиоративном строительстве, ибо доказывает возможность эффективного применения взрывного способа сооружения открытых дрен для осушения заболоченных территорий.

При строительстве ирригационных каналов в неводонасыщенных грунтах нужно применять конструкции зарядов, обеспечивающие максимальное уплотнение массива (например, заряды с воздушными оболочками [41]), а также использовать взрывчатые вещества с пониженной скоростью детонации, генерирующие в массиве взрывные волны, временные параметры которых способствуют развитию объёмных деформаций (уплотнению) в грунте. Одновременно можно использовать направленное изменение начальной влажности грунтового массива [15].

Взрыв на выброс в сжимаемых грунтах сопровождается выбросом грунта и образованием воронки. Процесс этот сложный, поскольку расширение полости, вызванное давлением продуктов детонации, и разлет грунта с одновременным образованием воронки происходят с небольшим сдвигом во времени, который зависит от массы и глубины заложения заряда. Эти параметры определяют также дальность разлета грунта и количество грунта, упавшего обратно в полученную выемку. Таким образом,

объем видимой воронки не соответствует объему выброшенного грунта и тем более объему разрушенной породы.

Общая картина деформации выбрасываемого из выемки грунта такова. Верхние слои разлетаются в стороны и оседают за бровкой. Основная же масса поднимается на значительную высоту и частично в стороны. При обратном падении часть грунта попадает в выемку, а часть за ее пределы. Грунт, упавший в выемку, ложится на откосах воронки выброса, образовавшейся в момент взрыва. Этот грунт представляет собой массу с совершенно нарушенной структурой и с довольно высокой плотностью, приобретенной после падения с большей высоты.

По данным И. С. Федорова [47], грунт плотностью до взрыва 1,77 г/см³ в навале после падения имеет плотность 1,58 г/см³, тогда как плотность этого же грунта в насыпном состоянии составляет 1,16 г/см³.

Результаты исследований воронки выброса показывают, что наряду с зоной выброса в грунте образуется зона разрушений или трещинообразования, прилегающая непосредственно к границам полости, и зона уплотнения, характеризующаяся повышенной плотностью грунта. Размеры этих зон зависят от параметров и глубины заложения заряда, а также от свойств грунта в естественном залегании.

Возникновение уплотненной зоны при взрыве, обладающей антифильтрационными свойствами, обусловило применение энергии взрывного метода в гидротехническом строительстве. Однако для широкого распространения этого метода необходимо накопление опытных данных об изменениях среды под влиянием взрыва.

Рассмотрим результаты взрыва в пылевато-песчанистых глинах с маломощными пластами и прослойками мелкозернистых пылеватых песчаников. Коренные породы были покрыты аллювиальными отложениями мощностью 6—7 м. Исследования проводились с целью определения характера деформации в сфере разрушения и сотрясения грунта методом отбора монолитов до и после взрыва. Под сферой разрушения здесь подразумевается объем грунта, упавшего обратно в воронку выброса. Нижняя граница этой зоны проходила на 8,6 м ниже проектной отметки канала. Под сферой разрушения находились грунты, нарушенные взрывом; в верхней толще этих грунтов наблюдались трещины глубиной до 1 м и раскрытые на 10—15 см.

Исследования лежащих ниже пород были проведены посредством нагнетания воды до и после взрыва в специально пробуренные скважины. Таким способом было отмечено изменение структуры грунта, приведшее к резкому изменению фильтрационных свойств в радиусе более 45 м по горизонтали и 24 м по вертикали. Заряд аммонита массой 55 кг взрывался в грунте плотностью 1,68 г/см³ на глубине 1,6 м. Измерениями установлено, что в слоях, лежащих на глубине 2,0—2,7 м под

центром заряда, плотность грунта увеличилась на 7—8%, а влажность уменьшилась на 3—7%. Небольшое уплотнение отмечено в непосредственной близости от взорванного заряда.

После взрыва образуются три различные по характеру деформаций грунта зоны: зона обратного падения грунта; зона нарушенного сложения и зона уплотнения. Изучалось изменение гранулометрического состава в этих зонах. Анализ данных замеров свидетельствует о значительной разности механического состава в зоне нарушеннего сложения (под центром заряда) и за ее пределами. Содержание фракции $\delta < 0{,}005$ мм в первом случае составляло 32,5%, во втором — 21,1%. Суммарное содержание глинистых частиц на глубине 2 м под центром заряда до взрыва составляло 37,9%, а после взрыва 48,6%; на расстоянии 2,5 м — соответственно 22,5 и 33,2%.

Одновременно с изучением основных характеристик грунта велись исследования его фильтрационных свойств. Замеры показали, что после каждого долива воды в выемку начальная скорость впитывания воды в грунт непрерывно уменьшалась. После четвертого наполнения установившаяся к концу 43-го дня скорость фильтрации не превышала 0,009 м/сут. Через год фильтрационная способность уменьшилась до 0,007—0,005 м/сут. В то же время в выкопанной механическим путем выемке фильтрационная способность тех же грунтов была соответственно в 10 и 15—20 раз больше.

Длительными наблюдениями установлено, что ложа выемок и водоемов, полученных в результате взрывов на выброс, не теряют антифильтрационных свойств в течение многих лет.

Объяснение резкого снижения фильтрационной способности грунта вблизи выемки дано в работе Д. В. Афанасьева [4], посвященной изучению применимости взрывных методов в мелиорации, в частности для проходки взрывом дренажных траншей. Авторы исследовали фильтрационную способность дрен посредством нагнетания и соответствующего поднятия уровня грунтовых вод за пределами дрены.

Опыт прокладки дрен взрывным способом в пылеватых суглинках свидетельствует об уменьшении коэффициента фильтрации в 9—11 раз при увеличении плотности грунта на 7—12%. Такое увеличение плотности вряд ли объясняет полностью 9—11-кратное снижение фильтрационной способности грунта. По-видимому, немаловажную роль в этом играет изменение структуры грунта под действием взрывной волны. По мере перемещения грунта от центра взрыва частицы внутренних слоев, двигаясь с относительно большими скоростями, вклиниваются во внешние слои, то есть происходит ломка скелета грунта в объеме всей сферы уплотнения.

При взрывании в легких и тяжелых аллювиальных суглинках серии зарядов массой 100—150 кг для образования дренажных каналов глубиной 3—4 м с откосами от 1 : 1,3 до 1 : 1,1

установлено, что фильтрационная способность грунтов под влиянием взрыва снижается в зависимости от состава грунта и расстояния от заряда. В легких суглинках и суглино-супесях коэффициент фильтрации в толще откосов дрен на глубине около 3 м уменьшается в 5—6 раз. Это снижение соответствует расстоянию от оси дрены в 10 м. По мере удаления от оси дрены коэффициент фильтрации изменяется в меньшей степени: на расстоянии 25 м он снижается лишь на 15—20%, а в 50 м от оси дрены остается неизменным.

В глинистых и тяжелоглинистых грунтах фильтрационная способность снижается еще резче. В откосах дрены на глубине 3 м коэффициент фильтрации изменяется в среднем от 15,3 м/сут. в естественном состоянии до 1 м/сут. после взрыва. По мере удаления от очага взрыва влияние его ослабевает, но менее интенсивно, чем в легких грунтах. В 35 м от центра взрыва коэффициент фильтрации уменьшается на 25%. На расстоянии 90—100 м влияние взрыва прекращается.

При взрыве в тех же условиях одиночного заряда коэффициент фильтрации снижается в 10—11 раз.

Таким образом, полученные данные представляют большой интерес для гидротехнического строительства. В результате снижения фильтрационной способности грунтов обеспечивается продолжительная и надежная работа каналов и водоемов без заметных потерь воды на фильтрацию. В условиях эксплуатации оросительных каналов при отсутствии фильтрации не только обеспечивается экономия воды, но и предотвращается резкий подъем уровня грунтовых вод вблизи канала, что очень важно в районах, где почвы склонны к засолению.

Выше указывалось, что наиболее вероятным в механизме изменения фильтрационной способности грунтов можно считать влияние интенсивной взрывной волны на структуру грунтов. Действительно, зона остаточных деформаций грунта, по замерам радиометрическими методами, образуется в пределах 35—50 радиусов заряда при взрыве сосредоточенных и 120—160 радиусов при взрыве цилиндрических зарядов. В то же время зона влияния энергии взрыва на фильтрационные свойства грунтов в несколько раз больше. Очевидно, размеры зоны остаточных деформаций и зоны снижения фильтрационной способности зависят от интенсивности затухания взрывных волн в грунтах, то есть от симметрии заряда и физических свойств грунтов.

Опыт прокладки дрен взрывным способом показывает, что коэффициент фильтрации различных грунтов изменяется не в одинаковой степени. Это определяется, очевидно, как уплотнением грунта, так и степенью взаимодействия частиц грунта в естественном залегании. Глинистые и суглинистые грунты, влажность которых находится в интервале предела текучести и пластичности, всегда склонны к уплотнению. Если влажность грунта выше предела текучести, выемка будет заплывать.

К этой категории относятся высокопористые лессовидные супеси, торфяники, плывуны. Грунты непластичные (супесь, песок) при взрыве разрыхляются и коэффициент фильтрации их практически не изменяется.

Конфигурация воронки, образованной взрывом на выброс, зависит также от свойств грунта. В пластичных вязких грунтах (жирные влажные глины) сечение выемки имеет обычно параболическую форму. В сыпучих грунтах, в силу незначительного их сцепления и сжимаемости, сечение выемки получается треугольной формы. В легких грунтах типа суглинков, лессов, супесей и других форма сечения выработки комбинированная. В зависимости от этого откосы выемок получаются в пределах 1 : 1,5—1 : 5 (1 : 8). Взрывы в таких грунтах малоэффективны. Однако при гидротехническом строительстве приходится иметь дело с различными грунтами: от сыпучего песка до вязких жирных глин. Такое разнообразие грунтовых условий требует в каждом случае определенной технологии взрывных работ.

Наилучшие результаты получаются во влажных вязких глинах. В них при взрыве образуется большая полость, которая не заполняется грунтом, поэтому выемка имеет значительные размеры по ширине и глубине.

В суглинках высокой влажности пластичность увеличивается и, следовательно, улучшается взрываемость. С уменьшением влажности (подсыханием) взрываемость их резко ухудшается, что ведет к увеличению расхода взрывчатых веществ.

Чрезмерная влажность тощих супесей также осложняет технологию работ, так как они могут превратиться в плывуны. Исследования С. А. Давыдова [21] показывают, что оплывание легких грунтов возможно при влажности не менее 25—27%. При взрывании в этих условиях грунты подвергаются тиксотропному превращению, т. е. переходят из устойчивого структурного состояния в текучее. При меньшей влажности воды для взвешивания грунтовых частиц не хватает.

При оплывании грунта микропоры исчезают и грунт не может содержать то количество воды, какое бывает в нем при обычных условиях. Исследования показали, что грунт плотностью 1,4—1,5 г/см^3 после взрыва приобретает плотность 1,6—1,7 г/см^3, при этом абсолютная влажность его уменьшается от 26—30 до 22—22% и дальнейшие тиксотропные изменения грунта затрудняются. Структура грунта после взрыва изменяется, и он приобретает свойства устойчивости. Если в таком грунте произвести новый взрыв, то выемка получится нормальной глубины. Поэтому взрывание таких грунтов следует выполнять дважды: сначала небольшими зарядами, чтобы вызвать оплывание грунта (тиксотропное изменение), затем нормальными зарядами для создания выемки. Интервал между первичным и вторичным взрыванием должен быть 2—3 месяца.

С. А. Давыдов [21] рекомендует рассчитывать минимальный

заряд для тиксотропных изменений по формуле Борескова. При влажности верхнего слоя более 15% принимают n=1,05 (n — показатель выброса), при влажности 4—5% — n=3,13.

Для вторичного взрывания рекомендуются следующие расчетные формулы: масса заряда $C=1{,}26\ H^3$, где H — заданная глубина выемки; расстояние между зарядами $a=0{,}85\ H$.

При проходке дрен вертикальными цилиндрическими зарядами масса заряда $C=0{,}785\ d^2l\Delta$, где d — диаметр заряда, дм; l — длина заряда, дм; Δ — плотность ВВ.

Расстояние между скважинами $A=14\ d$.

Следует отметить, что в каналах, пройденных в оплывающих грунтах взрывом, оползневых явлений часто не наблюдается. Отсюда преимущество взрывного метода перед механическим при разработке плывунных грунтов очевидно.

Трудности встречаются также при проходке каналов взрывом в сыпучих песках. Вследствие малой сжимаемости песков выемка, образованная взрывом, мала. Размеры сечения ее по ширине значительно больше, чем по глубине, что обусловлено малым углом естественного откоса сухого песка. Кроме того, после взрыва в выемку попадает относительно большое количество грунта.

Начальная скорость разлета частиц грунта при выбросе, а следовательно, и дальность полета зависят от массы выбрасываемых частиц. Поскольку сыпучий песок при взрыве распадается больше, чем пластичный грунт, дальность полета песчинок невелика. Учитывая это, заряд закладывают ниже проектной отметки дна канала и увеличивают удельный расход ВВ по сравнению с расходом ВВ при взрывах в вязких грунтах. Поскольку сухой песчаный грунт при взрыве больше склонен к разуплотнению вследствие его несвязности и малой податливости динамическим воздействиям, фильтрация из каналов, пройденных взрывом, практически не отличается по величине от фильтрации из каналов, вырытых механическим способом. Это объясняется тем, что в сухом песке при взрыве почти не действуют такие факторы, как уплотнение грунта и явление кольматации.

Фильтрационная способность каналов, проходящих в песках, значительно снижается, если проводится их предварительное замачивание, и взрывание заряда осуществляется в воде. Так, при строительстве одной из плотин взрывом предварительно уплотняли основание плотины, в котором на глубине 8—9 м залегали аллювиальные пески в виде линз. Заряды в воде располагали в шахматном порядке. Полученная осадка основания после взрыва составила 0,6 м, степень уплотнения грунта повысилась от 26 до 58%. В месте проведения работ после взрыва в течение получаса наблюдалось фонтанирование воды, вытесненной из пор уплотненного песка, приток воды в специально пройденные шурфы уменьшился после взрыва в 5,5 раза.

В зависимости от расположения заряда в системе грунт—вода изменяется характер его воздействия на уплотняемый грунт. Исследования [4] показывают, что при взрывании на поверхности воды, на поверхности грунта и во взвешенном состоянии в воде наибольшее уплотнение получается в последнем случае. С приближением заряда ко дну канала вследствие большой скорости расходящихся потоков воды и действия газов происходит разбрасывание грунта и образование воронки выброса. При подводном взрывании ударная волна большой интенсивности при подходе к поверхности раздела грунт — вода, частично отражаясь, движется по грунтовому скелету и воде, заполняющей поры, разрушая структуру грунта и сообщая частицам высокую начальную скорость. В процессе переукладки и уплотнения грунта вода из близлежащих слоев отжимается. При сближении песчаных частиц между ними остаются тонкие водные пленки, обеспечивающие повышенное сцепление в уплотненной зоне.

Лабораторными опытами взрывания в песке установлено, что длительность существования повышенных давлений в поровой воде, характеризующая длительность процесса уплотнения песка, а следовательно, и величину уплотнения, также наибольшая при подводных взрывах. Наибольший эффект взрыва достигается при действии его в условиях камуфлета. Толщина слоя воды, обеспечивающего камуфлет, $n = 2{,}32\sqrt[3]{C}$.

Преимущества метода уплотнения грунтов подводными взрывами — простота, низкая стоимость, отсутствие нарушенной зоны в грунте, которая наблюдается при обычных взрывах на выброс.

Как показали экспериментальные исследования, фильтрация воды из выемок, образованных взрывным способом, снижается во много раз. Так, непосредственным замером расхода воды из взрывных и копаных выемок (глубина 1 м, ширина по верху 1,5 м, длина 3 м) установлено, что расход воды из выемок, пройденных взрывом 3-метрового горизонтального заряда, меньше в 13—15 раз (15—18 против 200—280 л/м²·сут.). Наименьшее значение фильтрации получено из копаной выемки, стенки и дно которой были уплотнены взрывом заряда после наполнения водой. Следует отметить, что установившееся мнение о значительном влиянии обратно упавшего в выемку грунта на фильтрацию воды опыты не подтвердили. Фильтрация в первом случае составила 18,8, во втором 15,5 л/м²·сут.

Серия экспериментов была проведена с целью определения эффективности противофильтрационного действия взрыва в грунтах различной (до взрыва) фильтрационной способности (за счет пористости и гранулометрического состава), а также различной влажности. Выемки выкапывали и заливали водой, поддерживая в дальнейшем ее уровень. Через определенное время производили взрыв в воде, который создавал вокруг выемки противофильтрационный экран из уплотненного грунта и увеличивал площадь поперечного сечения на 10—15% (рис. 39).

Приведенные данные подтверждают выводы о снижении коэффициента удельного поглощения после подводных взрывов: в 12 раз в неводонасыщенных грунтах со значительной первоначальной пористостью и в 6—7 раз в водонасыщенных грунтах с меньшей пористостью. Однако абсолютные значения удельного поглощения воды после взрыва в грунтах с меньшей пористостью и с большим содержанием глинистых частиц были ниже, чем в грунтах со значительной пористостью. Так, удельное поглощение воды в выемках составило соответственно 45—39 и 60—52 л/м². сут.

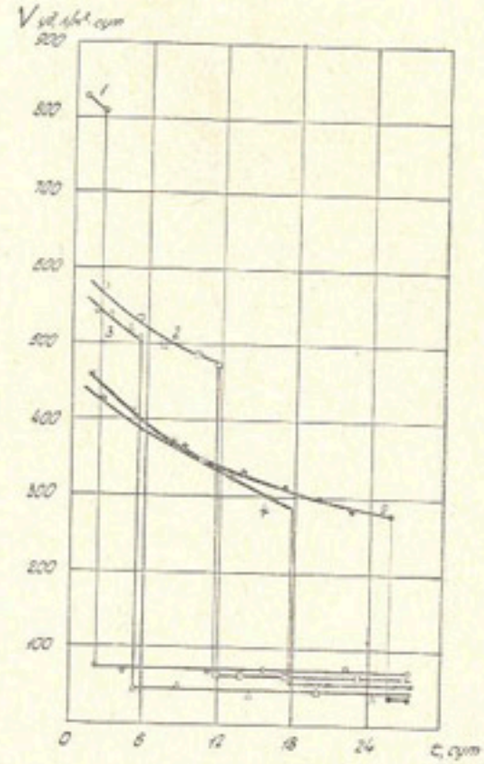


Рис. 39. Удельное водопоглощение из выемок до взрыва (кривые вверху) и после взрыва (прямые внизу)

Результаты проведенных экспериментальных исследований находят практическое применение при выборе величины заряда для создания противофильтрационных экранов вокруг ирригационных каналов, пройденных в различных грунтовых условиях.

Как показали радиометрические исследования, уплотненная зона грунтов, образовавшаяся при взрывной проходке каналов или полученная в результате подводных взрывов в каналах, распределяется неравномерно (рис. 40). Максимальную мощность зона имеет под дном канала. Следовательно, фильтрационные свойства уплотненной зоны канала различны.

Для определения изменения фильтрационных свойств грунтов, уплотненных взрывом по периметру канала, были проведены опыты в двух выемках — пройденной взрывом и полученной механическим способом с последующим уплотнением подводным взрывом. Методика исследований заключалась в следующем: по периметру выемки устанавливали металлические трубы диаметром 50 мм с заглублением на 15 см (рис. 41). Трубы заполняли водой и вели постоянный контроль за уровнем в них. Напор в трубах поддерживали постоянным, регулярно доливая

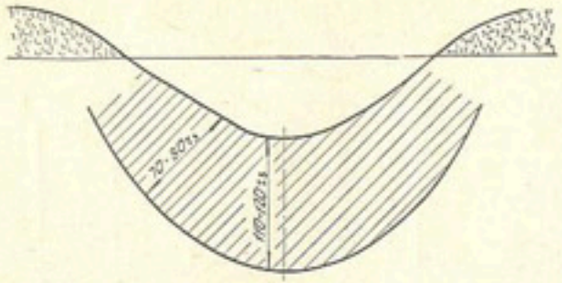


Рис. 40. Распределение зоны остаточных деформаций вокруг горизонтального заряда выброса

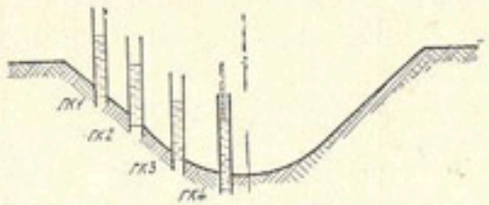


Рис. 41. Схема расположения измерительных труб в выемке

воду. На основании данных о падении уровня воды в трубах определяли поглощение воды по периметру выемки. Исследования проводили в течение месяца. Значения среднесуточных расходов воды в каждой трубе отражены в таблице 24.

На рис. 42 приведена зависимость среднего расхода воды в стенках выемки, полученной взрывным способом, от глубины. Минимальный расход воды наблюдается в дне выемки, т. е. там, где мощность уплотненной зоны грунтов максимальная. В стенках выемки расход воды увеличивается, причем в нижней части откосов незначительно — в 1,5—2 раза, а в верхней части откосов — от 0,032 до 0,184 м/сут.

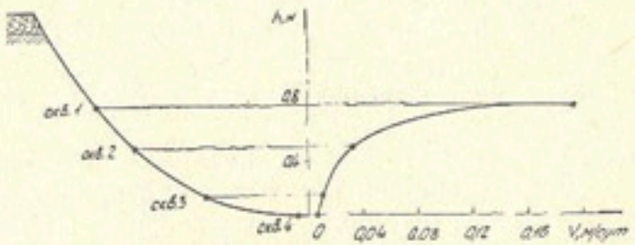


Рис. 42. Зависимость среднего расхода воды в стенках выемки, полученной взрывом, от глубины

На рис. 43 показана кривая зависимости среднего расхода воды в стенках выемки, полученной механическим способом с последующим уплотнением подводным взрывом, от глубины. Как и в первом случае, минимальный расход наблюдается в дне выемки и в нижней части откосов. Поглощение воды в верхней части откосов увеличивается и достигает 0,092 м/сут.

Как следует из рис. 44, характер изменения поглощения воды по периметру выемок, пройденных взрывом и уплотненных под-

Таблица 24

Водопоглощение по периметру выемки

Способ получения выемки и уплотнение грунта	Расход воды на пикетах, м/сут.			
	1	2	3	4
Взрыв горизонтального удлиненного заряда	0,184	0,032	0,015	0,013
Механический с уплотнением окружающего грунта взрывом в воде	0,092	0,027	0,019	0,016

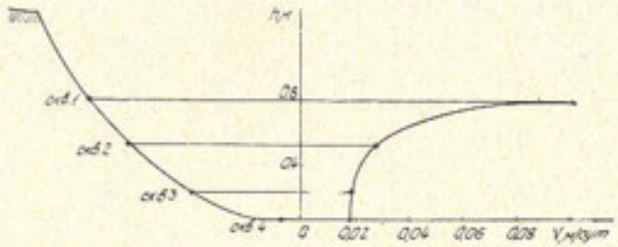


Рис. 43 Зависимость среднего расхода воды в стенках выемки, уплотненной подводным взрывом, от глубины

водным взрывом, различен. Так, в дне выемки, пройденной взрывом, поглощение воды несколько меньше, чем в выемке, уплотненной подводным взрывом. Но во втором случае происходит более равномерное водопоглощение и в верхней части откосов оно значительно меньше. Если в первой выемке поглощение воды увеличивается от 0,013 (в дне выемки) до 0,184 м/сут. (в верхней части откосов), то во второй выемке—от 0,016 до 0,092 м/сут. Следовательно, при подводном взрывании верхняя часть откосов уплотняется в большей степени, чем при взрывах на выброс. Это объясняется наличием в выемке воды, что обусловливает более равномерное давление энергии взрыва по периметру выемки. Несмотря на то, что поглощение воды в выемке, пройденной взрывом, до глубины 0,3—0,32 м ниже, общий расход воды в ней меньше [15].

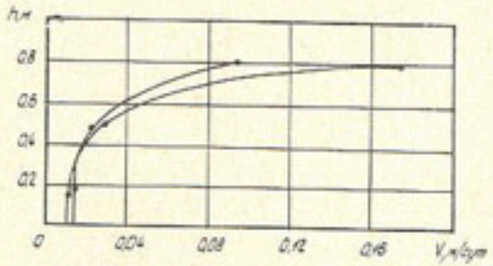


Рис. 44. Характер изменения поглощения воды по периметру выемки

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СТРОИТЕЛЬСТВА КАНАЛОВ И КОЛЛЕКТОРОВ МЕТОДОМ ВЗРЫВА

В 1970 г. при строительстве Каракумского канала им. В. И. Ленина на участках Геок-Тепе — Казанджик и Главном Мургабском коллекторе впервые были проведены промышленные испытания взрывного способа.

Как показал опыт работ, при проведении трассы канала по плотным глинам и суглинкам работа скреперов оказывается малоэффективной, резко падает и производительность экскаваторов, в результате чего продолжительность и стоимость строительства канала увеличиваются. Это явилось основанием для применения на данных участках взрывного способа.

Литология грунтов на участке канала Геок-Тепе — Казанджик представлена в верхней части тяжелыми пересушенными глинами, ниже — тяжелыми суглинками с прослойками и линзами супесей. По трудности разработки механизмами эти грунты относятся к IV и III категориям.

Проходку взрывных траншей по оси канала проводили экскаватором-драглайном с емкостью ковша 1 м³. Глубина траншеи на разных участках составляла 5—6 м. В качестве ВВ применялся игданит, приготавливаемый прямо в зарядной траншее. В результате взрыва траншейного заряда игданита длиной 450 м и погонным весом 300—400 кг/м образовалась выемка параболического сечения шириной поверху 27—33 м, глубиной 7—8,5 м, площадью поперечного сечения 125—140 м². Расход ВВ в среднем составил 2,4—2,6 кг/м³. Применение взрывного способа на участках Каракумского канала показало, что сооружение каналов взрывом сокращает продолжительность строительства в 2—3 раза и обеспечивает высокий экономический эффект. В таблице 25 приведены показатели по сравниваемым способам.

Таблица 25

Технико-экономические показатели на опытном участке

Показатели	Способы	
	механический	взрывной
Объем земляных работ, тыс. м³	391	391
Стоимость строительно-монтажных работ, руб.	138 850	116 670
Полная сметная стоимость, руб.	165 450	144 120
Продолжительность строительства, месяцы	7,3	2,1
Размер накладных расходов	0,166	—
Коэффициент экономической эффективности	0,17	—
Себестоимость 1 м³ выемки, руб.	0,422	0,369
Экономия прямых затрат, руб.	—	22 523
Экономия накладных расходов, руб.	—	7633
Экономический эффект капитальных вложений, руб.	—	3626
Общий экономический эффект, руб.	—	33 782

Опытно-производственные работы, проведенные при строительстве и других каналов и коллекторов, показали высокую эффективность и экономичность взрывного способа.

Расчеты экономической эффективности, достигаемой от внедрения передовой технологии и механизации, в последние годы приобретают все большее значение в связи с резким увеличением работ.

Применение взрывного способа при строительстве каналов и коллекторов обусловило необходимость проведения расчетов экономической эффективности технологии взрыва, которые позволили бы учесть основные преимущества этого способа:

значительное сокращение (в 2—3 раза) продолжительности строительства в результате огромнейшей производительности труда;

значительное снижение потребности в строительной технике (землеройных и др. машин);

сокращение потерь воды (в 12—14 раз) на фильтрацию из канала в результате образования взрывом на его откосах и дне противофильтрационной поверхности или экрана;

сокращение потребности в квалифицированных рабочих, что обеспечивает экономию заработной платы и затрат на жилищно-бытовое строительство в районах строительства каналов оросительных систем.

Рекомендации составлены на основе «Типовой методики» Академии наук СССР и Госплана СССР, соответствующих отраслевых методик и изучения и анализа методической литературы. Они состоят из двух частей. В первой части представлены экономические показатели эффективности капитальных вложений и новой техники, методы их расчета. Во второй части приведены примеры расчета сравнительной экономической эффективности технологии взрыва строительства каналов оросительных систем, внедряемых на отдельных участках Каракумского канала им. В. И. Ленина в Туркменской ССР.

Настоящие рекомендации применимы на стадии проектирования и при строительстве. Изложенные методы дают возможность вести как приближенные, так и уточненные расчеты.

Рекомендации по расчетам экономической эффективности производства земляных работ взрывом составлены применительно к условиям мелиоративного строительства. Однако они могут быть использованы и в других случаях применения технологии взрыва: при сооружении различных водоемов (например, прудов для сельского хозяйства), плотин и дамб, для вскрытия месторождений полезных ископаемых, для уменьшения высоты вскрышных и добычных уступов с целью использования при разработке карьера машин с меньшими рабочими параметрами.

Важнейшими формами проявления экономической эффективности внедрения новой техники в строительство являются: сни-

жение сметной стоимости объекта в результате совершенствования проектных решений; снижение себестоимости строительно-монтажных работ; повышение производительности труда; сокращение размера незавершенных капитальных вложений.

После ввода в эксплуатацию построенных объектов это выражается в приросте выпуска продукции, достигаемом в результате ускорения ввода в действие строящихся объектов, и снижении себестоимости продукции, получаемой на новых объектах.

Экономический эффект внедрения новой техники может быть как потенциальным (экономический потенциал), определяемым в масштабах народного хозяйства, так и реальным (возможным или достигаемым), определяемым на уровне данной строительной организации.

При проведении конкретных расчетов обычно приходится определять как экономический потенциал, так и реальную экономию.

Для определения величины достигаемого экономического эффекта и сравнительной эффективности по вариантам требуется провести количественный анализ. Он состоит в расчете и сопоставлении экономических показателей.

Основные показатели экономической эффективности

Расчет экономической эффективности производится по основным и дополнительным экономическим показателям, соответствующим конкретным условиям строительства по сопоставляемым вариантам.

Основные показатели имеют решающее значение для оценки экономической эффективности и выбора вариантов. Они суммируют экономию и перерасход затрат живого и овеществленного труда. К их числу относятся:

капитальные вложения (единовременные затраты), необходимые для осуществления мероприятий, К;

себестоимость продукции (текущие затраты), С;

продолжительность строительства, Т;

производительность труда, П.

Дополнительные экономические показатели выражают величину экономии на отдельных элементах затрат общественного труда, обусловленных процессом строительства. К их числу относятся: снижение удельного расхода материалов, энергии и и др.; уровень механизации работ; высвобождение рабочих и др.

Экономические показатели можно рассчитывать как на единицу продукции (1 м³ вынимаемого при строительстве грунта, 1 м длины канала), так и на весь объем работ.

Показатели затрат и вложений на единицу продукции называют удельными показателями.

К капитальным вложениям относятся затраты на основные производственные фонды и оборотные средства. В состав основных производственных фондов строительных (монтажных) организаций включаются строительные машины и механизмы, транспортные средства, производственные здания и сооружения, силовое оборудование. К силовому оборудованию относятся передвижные электростанции, компрессоры, первичные двигатели силовых станций (локомобили, дизели и т. д.), паровые котлы, инструменты и производственный инвентарь, за исключением малоценного и быстроизнашивающегося. При определении первоначальной стоимости основных фондов учитывается стоимость новых машин и оборудования, а также затраты на модернизацию действующих машин и оборудования.

В составе оборотных фондов учитываются запасы основных материалов, конструкций, деталей и полуфабрикатов; запасы вспомогательных материалов и топлива; запасы малоценного и быстроизнашивающегося инструмента и инвентаря; незавершенное производство по строительно-монтажным работам и др.

Размер оборотных фондов определяют расчетным путем: при предварительных расчетах в соответствии с запроектированной технологией, при уточненных — с учетом фактических условий внедрения. При незначительной величине оборотных фондов их можно не учитывать в расчетах экономической эффективности.

Капитальные вложения, принимаемые к расчету при сравнении экономической эффективности по вариантам, в общем виде определяют как сумму различных капитальных вложений:

$$К_{р.} = К_{стр.} + К_{см.} + К_{н.и.р.}$$

где $К_{стр.}$ — принимаемые к расчету по варианту капитальные вложения в строительство (предприятие);

$К_{см.}$ — принимаемые к расчету по варианту капитальные вложения в смежные предприятия;

$К_{н.и.р.}$ — принимаемые к расчету по варианту капитальные вложения на выполнение научно-исследовательских работ.

Капитальные вложения в строительство $К_{стр}$, принимаемые к расчету по вариантам, определяют по формуле:

$$К_{стр.} = К_{тр.} - К_{выс.},$$

где $К_{тр.}$ — требуемые по варианту капитальные вложения в строительство, руб;

$К_{выс.}$ — капитальные вложения, высвобождаемые на том же строительстве.

Требуемые капитальные вложения охватывают вложения в основные средства (оборудование, сооружения и устройства здания и др.) и оборотные (запасы материалов, топлива и др.), на величину которых влияет внедрение новой техники.

Величина требуемых капитальных вложений может быть рассчитана по варианту уточненным и приближенным способами.

Уточненный способ определения требуемых капитальных вложений заключается в прямом расчете отдельных вложений по формуле:

$$К_{тр.} = К_о + К_у + К_{зд.} + К_{инв.} + К_м.$$

где $К_о$ — капитальные вложения в оборудование, потребное по варианту, руб;

$К_у$ — то же, в сооружения и устройства;

$К_{зд.}$ — то же, в здания;

$К_{инв.}$ — то же, в инвентарь;

$К_м$. — то же, в запасы материалов.

Уточненный способ расчета следует применять во всех случаях, когда есть необходимые данные. Этим способом целесообразно пользоваться, когда сопоставляют варианты внедрения техники и определяют фактически достигаемый экономический эффект и экономическую эффективность.

Приближенный способ расчета требуемых капитальных вложений состоит в их определении на основе отраслевых нормативов удельных капитальных вложений на единицу продукции в год. При отсутствии таких нормативов требуемые капитальные вложения должны быть либо особо рассчитаны, либо приняты по аналогии с другими отраслями.

Капитальные вложения в смежные отрасли (так называемые сопряженные капитальные вложения) в качестве отдельного слагаемого формулы определения $К_р$. следует применять в расчете, если эксплуатация средств на данном строительстве (предприятии) вызывает изменение величины основных и оборотных фондов в других предприятиях, смежных с первым. Например, изменение материалов, вида и размера заготовок деталей машины на машиностроительном заводе может вызвать потребность в капитальных вложениях на металлургическом заводе, поставляющем машиностроительному предприятию эти материалы или заготовки.

Круг сопряженных отраслей, учитываемых в расчете, следует ограничить лишь теми из них, которые непосредственно и постоянно связаны с заводами, изготовляющими или использующими рассматриваемые средства. Особенно необходимо учитывать сопряженные капитальные вложения в отрасли, поставляющие основные средства, при значительном объеме потребности в них.

Сопряженные капитальные вложения по поставке основных фондов рекомендуется учитывать только по первому кругу (концентру) сопряжения.

Сопряженные капитальные вложения в смежные отрасли

(предприятия) $К_{см.}$ могут быть рассчитаны приближенно по формуле:

$$К_{см.} = \sum_{c=1}^{\omega} \sum_{i=1}^{n} М_{ci} К_c,$$

где ω — число видов средств, по которым требуются сопряженные капитальные вложения;

n — число концентров сопряжения;

$М_{ci}$ — количество С-го вида средств в первом концентре сопряжения, необходимых для производства работ на предприятии (отрасли)-изготовителе по варианту;

$К_c$ — удельные капитальные вложения в расчете на единицу средства С-го вида по варианту.

Удельные капитальные вложения в расчете на единицу строительства С-го вида ($К_c$) принимают по отраслевым нормативам или, если нет последних, особо рассчитывают, или принимают по аналогии с другими отраслями.

Когда объем и удельный вес сопряженных вложений значительны по размерам, величину этих вложений можно рассчитать аналогично порядку расчета капитальных вложений в предприятия (отрасль).

Если сопряженные капитальные вложения считать только по первому концентру ($i=1$) и ограничиться одним видом средств (например, экскаваторы), необходимых для производства строительных работ, то для механического способа смежные капитальные вложения определяют:

$$К_{см.} = М_{c1} К_c$$

$$\text{при } c = 1 \quad К_{см.} = М_{11} К_1,$$

где $М_{11}$ — количество экскаваторов, потребных для выполнения заданного объема работ, единиц;

$К_1$ — удельные капитальные вложения по отрасли первого концентра (машиностроение) на один экскаватор, руб./ед. или руб./т.

Если $К_{см.}$ рассчитывать на три основных вида техники, применяемой при механическом способе (экскаваторы, скреперы и бульдозеры), тогда:

$$К_{см.} = \sum_{c=1}^{\omega=3} М_{c1} К_c = М_{11} К_1 + М_{21} К_2 + М_{31} К_3,$$

где $М_{11}$ — количество потребных экскаваторов, единиц;

$М_{21}$ — то же, скреперов;

$М_{31}$ — то же, бульдозеров;

$К_1$, $К_2$, $К_3$ — удельные капитальные вложения по каждому виду принимаемой техники (экскаваторам, скреперам, бульдозерам), руб./ед. или руб./т.

Для взрывного способа смежные капитальные вложения при одном концентре сопряжения (химическая промышленность,

производящая ВВ) и двух видах средств (взрывчатые вещества и техника), потребных для прокладывания каналов взрывом, определяют следующим образом.

Для одного вида техники (например, экскаваторов) аналогично механическому способу при $\omega=1$:

$$K_{см.} = M'_{11} K_1,$$

где M'_{11} — количество экскаваторов, потребных для выполнения заданного объема работ взрывным способом.

Для трех видов техники (экскаваторы, бульдозеры, транспортные средства) $K_{см.}$ при $\omega=3$

$$K_{см.} = \sum_{c=1}^{\omega=3} M_{c1} K_c = M'_{11} K_1 + M'_{21} K_2 + M'_{31} K_3,$$

где M'_{11} — количество экскаваторов;

M'_{21} — то же, бульдозеров;

M'_{31} — то же, автомашин.

Для взрывчатых веществ при условии, что их применяется три вида (аммонит, зерногранулит, игданит), $K_{см.}$ по формуле:

$$\sum_{c=1}^{\omega=3} M_{c2} K_c = M_{12} K_1 + M_{22} K_2 + M_{32} K_3,$$

где $\omega=3$ — число видов ВВ.

Капитальные вложения в оборудование K_o, потребное по варианту, складываются как сумма вложений по отдельным видам оборудования:

$$K_o = K_{o.т.} + K_{o.э.} + K_{o.п.} + K_{o.у.},$$

где $K_{o.т.}$ — капитальные вложения в технологическое оборудование, потребное по варианту;

$K_{o.э.}$ — то же, в энергетическое оборудование;

$K_{o.п.}$ — то же, в подъемно-транспортное оборудование;

$K_{o.у.}$ — то же, в средства контроля и управления.

Стоимость продукции (текущие затраты) и методы их расчета

Показатель себестоимости производства продукции и строительных работ необходим во всех случаях для расчета эффективности новой техники. Иногда только он является достаточным для предварительной оценки эффективности.

В качестве эталонного показателя в строительной организации принимают плановые калькуляции (в прямых затратах), действующие в данной организации, а при их отсутствии — единичные расценки применительно к местным условиям.

Прямые затраты определяют в следующем порядке:

1) основную заработную плату рабочих по Единым нормам и расценкам (ЕН и Р) на строительно-монтажные работы;

2) затраты на материалы на основе производственных норм

расхода и планово-расчетных цен франко-приобъектного склада.

В первую статью включается основная заработная плата рабочих, занятых на основном производстве.

Дополнительная заработная плата, отчисления на социальное страхование производственных рабочих и вознаграждения за выслугу лет всего персонала включаются в сметы расходов по обслуживанию производства и управления.

Калькуляционными единицами при расчете себестоимости могут считаться единицы, которыми измеряется объем работ. В зависимости от внедрения новой техники такими единицами могут быть физические или условные тонны, кубические или линейные метры и т. д.

Себестоимость строительно-монтажных работ слагается из затрат, связанных с их выполнением, и включает заработную плату производственных рабочих с начислениями.

Расчет величины себестоимости работ при сравнении вариантов можно выполнить двумя методами: 1) уточненным, который базируется на определении величины расходов по каждому элементу себестоимости работ, и 2) приближенным, который основан на нормативах затрат.

Уточненный метод нужен, если требуется конкретный анализ величины отдельных затрат, составляющих себестоимость работ. Это необходимо при анализе эффективности вариантов, сравнении и выборе их.

Себестоимость работ при уточненном методе расчета определяют как сумму различных затрат:

$$C = C_з + C_м + C_э + C_а,$$

где $C_з$ — заработная плата основных и вспомогательных рабочих (с начислениями);

$C_м$ — затраты на материалы;

$C_э$ — то же, на электроэнергию;

$C_а$ — то же, на амортизацию оборудования.

Заработную плату основных и вспомогательных рабочих подсчитывают по формуле:

$$C_з = C_{з.о.} + C_{з.в.},$$

где: $C_{з.о.}$ — заработная плата основных рабочих (с начислениями);

$C_{з.в.}$ — то же, вспомогательных рабочих.

Заработную плату основных рабочих определяют на основе тарифных ставок с учетом дополнительной заработной платы и других начислений.

В общем виде заработную плату основных рабочих (с начислениями) находят по формуле:

$$C_{з.о.} = C_{т.с.} \, a \, K_{д.з.} \, K_{н.з.} \, \beta t,$$

где $C_{т.с.}$ — средняя часовая тарифная ставка основных рабочих, занятых на операции, руб./чел.;

а — коэффициент, учитывающий приработок рабочих на операции;

$К_{д.з.}$ — коэффициент, учитывающий дополнительную заработную плату;

$К_{н.з.}$ — коэффициент, учитывающий начисления в фонд социального страхования;

β — коэффициент, учитывающий численность бригады либо количество оборудования, обслуживаемого при выполнении операции;

t — норма времени на операцию.

Часовую тарифную ставку основных производственных рабочих $С_{т.с.}$ следует принимать по действующей тарифной сетке.

Заработную плату вспомогательных рабочих можно рассчитать прямым или косвенным порядком: в первом случае аналогично расчету заработной платы основных рабочих, а во втором принять пропорциональной сумме заработной платы основных рабочих.

Затраты на амортизацию основных фондов определяют, исходя из балансовой стоимости основных фондов и норм годовых амортизационных отчислений, по формуле:

$$Са = \frac{К \cdot а}{100 \cdot А},$$

где Са — сумма амортизационных отчислений по данному виду основных фондов, руб.;

К — стоимость основных фондов (оборудование по видам, здания по типам и т. д.), руб.;

а — норма годовых амортизационных отчислений по соответствующему виду основных фондов, %;

А — годовой объем работ, м³/год.

Общие годовые амортизационные отчисления определяют путем суммирования величины амортизационных отчислений по каждому виду основных фондов.

Удельную величину амортизации основных фондов определяют делением общей суммы годовых амортизационных отчислений на годовой объем производства продукции или работ.

При расчете экономического эффекта по укрупненным показателям для исчисления себестоимости единицы механизированных работ можно пользоваться формулой С. Е. Канторера:

$$См = \frac{Св.}{Vг} = \frac{Сед. + Сэ. + Сз.}{Vг},$$

где Св. — себестоимость выполненных механизированных работ каждого вида за год;

Сед. — единовременные затраты, связанные с организацией механизированного процесса, не учтенные в себестоимости машино-смены, за год;

Сэ. — эксплуатационные затраты за год;

Сз. — заработная плата рабочих, занятых в технологическом процессе, неучтенная в себестоимости машино-смен, за год;

Vг. — объем данного вида работ, выполняемых механизированным способом за год.

В себестоимость продукции или работ включают все расходы, связанные с эксплуатацией машин, используемых в процессе строительства, и стоимость материалов франко-площадка. Поэтому себестоимость продукции или работ строительного процесса (1 м³ вынимаемого грунта или 1 м длины канала) можно подсчитать по показателю себестоимости машино-смены. При этом все затраты по эксплуатации относят к смене работы машин и, таким образом, выявляют для определенных условий ее работы себестоимость машино-смены.

В соответствии с установившейся практикой сметного дела приняты термины: стоимость машино-смены, стоимость механизированного строительства процесса и т. д., причем под стоимостью следует понимать затраты строительной организации или себестоимость.

Производственная стоимость машино-смены зависит прежде всего от производительности машин, заработной платы рабочих, обслуживающих машину, затрат на амортизацию машин и др.

Подсчитав стоимость машино-смены внедряемой техники, зная производительность машины и продолжительность смены, можно определить стоимость выемки 1 м³ вынимаемого грунта (без накладных расходов):

$$Сгр. = \frac{См - см}{q_з t},$$

где Сгр. — себестоимость 1 м³ грунта, руб.;

См-см. — стоимость машино-смены, руб.;

$q_з$ — производительность машины, м³/час;

t — число часов в машино-смене.

Себестоимость строительно-монтажных работ складывается из прямых затрат и накладных расходов.

Снижение фактических накладных расходов вследствие сокращения продолжительности строительства является одним из важных факторов, определяющих преимущество индустриальных методов строительства, то есть применения крупного машинного производства. Поэтому накладные расходы при определении экономической эффективности подсчитывают по отдельным статьям или группам статей с учетом действующей следующей группировки накладных расходов:

а) условно-постоянных;

б) зависящих от численности рабочих;

в) зависящих от общего размера основной заработной платы.

К условно-постоянным накладным расходам относятся расходы, абсолютная величина которых в течение планируемого

периода (например, года) остается неизменной, а относительная величина, исчисляемая в процентах к прямым затратам или к основной заработной плате рабочих, уменьшается при сокращении продолжительности строительства или монтажных работ. Это расходы на заработную плату административно-управленческому персоналу, на содержание служебных помещений, пожарно-сторожевой охраны; на жилищно-коммунальное обслуживание работников строительства и др. Общий размер условно-постоянных расходов составляет 60% нормативной суммы накладных расходов.

Группа накладных расходов «б», зависящих от численности рабочих, включает: заработную плату рабочим, оплату простоев по атмосферным условиям, командировки, проезд к месту работы; охрану труда и технику безопасности; жилищно-коммунальное обслуживание; организованный набор рабочих и др.

Группа «в» накладных расходов, зависящих от размеров основной заработной платы рабочих, включает: отчисления в фонд соцстраха, отпуска и выходные пособия и др.

Экономия условно-постоянных расходов, а также других статей накладных расходов может быть достигнута как в результате мероприятий, непосредственно направленных на снижение этих затрат (например, применение временных инвентарных сооружений, более совершенных инструментов, внедрение экономических методов производства работ в зимнее время и т. д.), так и применения технико-экономических факторов, влияющих на величину различных групп накладных расходов (продолжительность строительства, численность рабочих и сумма основной заработной платы рабочих, требуемая для выполнения данного объема работ).

Если в результате внедрения новой техники сокращается продолжительность строительства, то размер накладных расходов для эталона (базового варианта) определяется по нормативу (с учетом фактически достигнутого их снижения), а для предлагаемого мероприятия (варианта II) — по формуле:

$$H = Н_у \frac{T_2}{T_1} \text{ или } Э = Н_у\left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right),$$

где H — расчетный размер условно-постоянных расходов с учетом экономии, достигаемой в результате сокращения продолжительности строительства;

$Н_у$ — условно-постоянная часть накладных расходов;

T_1 — продолжительность строительства по базовому варианту;

T_2 — то же по новому варианту;

Э — экономия условно-постоянных накладных расходов.

Пример. Продолжительность строительства объекта сокращается в 2 раза (50%) по сравнению с нормативными сроками. Сумма накладных расходов при строительстве составляет

9800 тыс. руб. Размер условно-постоянных расходов с учетом норматива достигает 9800·0,6 = 5880 тыс. руб. Для предлагаемого мероприятия накладные расходы равны:

$$H = 5880\frac{50}{100} = 2940 \text{ тыс. руб.}$$

Как видно из приведенных данных, сокращение продолжительности строительства на 50% (в два раза) позволяет снизить накладные расходы на 6860 тыс. руб., или на 70%.

Условно-постоянная часть, к которой относится 60% нормативной величины накладных расходов (административно-хозяйственные, жилищно-коммунальные и др.), определяется по формуле:

$$Н_у = \frac{C \cdot k\,0{,}6}{(1+n)(1+k)},$$

где C — сметная стоимость строительно-монтажных работ по эталону;

k — размер накладных расходов для данной строительной организации;

0,6 — доля условно-постоянной части накладных расходов (60%);

n — нормативный размер плановых накоплений.

Размер накладных расходов, зависящих от основной заработной платы рабочих, исчисляемой в составе прямых затрат, равен 15% суммы заработной платы.

Размер накладных расходов, зависящих от численности рабочих, составляет 60% трудоемкости, необходимой на данный объем работ. Общая экономия накладных расходов определяется суммой экономии, рассчитанной по основным факторам, от которых зависит величина накладных расходов:

$$Э_н = Н_у\left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) + 0{,}15\,(З_{п_1} - З_{п_2}) + 0{,}6\,(Q_1 - Q_2) =$$

$$= Н_у\left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) + 0{,}15\,Э_{з.п.} + 0{,}6\,\Delta Q,$$

где $Н_у\left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right)$ — экономия на условно-постоянной части накладных расходов;

$0{,}15\,Э_{з.п.}$ — экономия накладных расходов, зависящая от снижения заработной платы;

$0{,}6\Delta Q$ — экономия накладных расходов, зависящая от трудоемкости (численности рабочих).

Определение производительности труда

Производительность труда измеряется отношением количества произведенной продукции к трудовым затратам.

Количество продукции принимают в натуральном измерении

(объем земляных работ в кубометрах, протяженность канала в метрах и т. д.). Часто пользуются обратным показателем, который измеряется отношением затрат труда к количеству продукции. Производительность труда (или трудоемкость) при расчетах эффективности технологических процессов измеряется либо затратами труда в человеко-днях, либо на основе выработки в денежном или натуральном выражении.

Рост производительности труда (снижение трудоемкости) приводит к снижению себестоимости строительно-монтажных работ, во-первых, за счет снижения прямых затрат; во-вторых, за счет уменьшения накладных расходов, зависящих от численности работающих.

Снижение себестоимости за счет роста производительности труда определяется по формуле:

$$Э = \frac{a - C_з}{100 + a} b,$$

где a — рост производительности труда, %;
$C_з$ — рост заработной платы, %;
b — удельный вес заработной платы в базисной (эталонной) себестоимости, доли единицы.

Показатель роста производительности труда a подсчитывают по формуле:

$$a = \frac{q}{100 - q} 100\%,$$

где a — рост производительности труда, %;
q — снижение трудовых затрат, %.

Показатель снижения трудовых затрат находят по формуле:

$$q = \frac{Q_1 - Q_2}{Q} 100\%,$$

где Q_1 — трудовые затраты по заменяемой технике, чел.-дн.;
Q_2 — то же по новой технике.

Снижение трудоемкости по новой технике определяется сокращением продолжительности строительства. На стадии предварительных расчетов трудоемкость можно найти по формуле:

$$\Delta Q = \Delta T \frac{C}{B} \cdot d,$$

где ΔQ — снижение трудоемкости, чел.-дн.;
ΔT — сокращение продолжительности строительства при внедрении новой техники, лет;
C — сметная стоимость строительно-монтажных работ участка канала (или всего канала), на котором применяется новая технология строительства, руб;
B — годовая выработка на строительстве канала, достигнутая строительной организацией, по эталонному варианту, руб. на чел.-год;
d — количество рабочих дней в году.

Пример. Сметная стоимость строительства участка канала по эталонному варианту (производство работ механическим способом) $C = 4500$ тыс. руб. Продолжительность работ по эталонному варианту составляет 2,5 года. Применение взрывного способа для строительства канала позволяет проложить этот участок канала за $T = 1{,}2$ года.

Требуется определить снижение трудовых затрат от внедрения взрывного способа производства работ. Сокращение продолжительности строительства при этом составит:

$$T = T_1 - T_2 = 2{,}5 - 1{,}2 = 1{,}3 \text{ года.}$$

Годовая выработка на одного работающего, достигнутая строительной организацией (по данным ЦСУ), $B = 7200$ рублей.

Тогда снижение трудоемкости от внедрения взрывного способа производства работ равно:

$$\Delta Q = 1{,}3 \frac{4500000}{7200} \cdot 235 = 190820 \text{ чел.-дн.}$$

Экономический эффект от сокращения срока строительства

Сокращение продолжительности строительства объекта (канала) обеспечивает возможность лучшего использования основных производственных фондов и оборотных средств, в результате чего достигается определенный экономический эффект. Он проявляется за пределами строительной организации — в масштабе народного хозяйства. Величину этого условного эффекта определяют по формуле:

$$Э_ф = E_н K_1 (T_1 - T_2),$$

где $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности;
K_1 — стоимость основных фондов и оборотных средств по эталонному варианту;
T_1 — продолжительность строительства по эталонному варианту;
T_2 — то же по внедряемому варианту.

На стадии предварительных расчетов K_1 можно определить из зависимости $K_1 = 0{,}5\,C$, где коэффициент 0,5 означает 50% производственных фондов, из которых 30% — основные производственные фонды и 20% — оборотные средства, а C — сметная стоимость строительно-монтажных работ эталонного варианта.

Сокращение продолжительности строительства обусловливает также возможность получения народнохозяйственного экономического эффекта за счет сокращения объема незавершенных капитальных вложений, который определяется на основе данных о размере вложенных средств и продолжительности периода их отвлечения:

$$Э_к = E_н (\bar{K}_н T_н - \bar{K}_ф T_ф),$$

где $\bar{К}_н$ и $\bar{К}_ф$ — средний за период строительства нормативный (проектный) и фактический размер капитальных вложений.

Численные значения $\bar{К}_н$ и $\bar{К}_ф$ определяются по формуле:

$$\bar{К}_н \text{ или } \bar{К}_ф = \frac{К_1 + К_2 + \ldots + К_n}{n + 1}, \%,$$

где $К_1$, $К_2$, $К_н$ — нарастающие итоги капитальных вложений к концу первого и т. д. календарных периодов за время строительства;

n — число календарных периодов.

Если нормативный срок строительства меньше одного года, то для определения размера вложенных средств следует использовать показатели $К_1$, $К_2$, $К_n$ нарастающими итогами по месяцам.

Таблица 26

Распределение капитальных вложений по периодам строительства

Средний за период строительства нормативный и фактический размер капиталовложений	Период строительства				
	I	II	III	IV	n-й
$\bar{К}_н$, %	$К_1$	$К_2$	$К_3$	$К_4$	Кп
$\bar{К}_ф$, %	$К_1$	$К_2$	$К_3$	$К_4$	Кп

Капитальные вложения, осуществляемые по итогам строительства согласно условиям, предусмотренным СНиП (Справочник норм и правил в строительстве), распределяются в порядке, приведенном в таблице 26.

Экономический эффект, возникающий в народном хозяйстве от внедрения в строительной организации мероприятий новой техники составляет:

$$Эн = ЕнК_1(Т_1 - Т_2) + Ен(К_нТ_1 - К_ф Т_2) + ЕнФ(Т_1 - Т_2) - \Sigma нКд,$$

где $ЕнК_1(Т_1 - Т_2)$ — экономический эффект от улучшения использования основных производственных фондов и оборотных средств;

$К_1$ — стоимость основных производственных фондов и оборотных средств строительной организации;

$Ен(К_нТ_1 - К_ф Т_2)$ — народнохозяйственный экономический эффект от сокращения объема незавершенных капитальных вложений;

$ЕнФ(Т_1 - Т_2)$ — народнохозяйственный эффект от досрочного ввода объекта в действие;

Ф — полная сметная стоимость объекта по эталонному варианту;

Кд — дополнительные капитальные вложения на внедрение новой техники.

Капитальные вложения, осуществляемые при взрывной технологии строительства каналов, определяются затратами на технику, потребную для прокладки взрывной траншеи, и транспортные средства.

Годовой экономический эффект от внедрения новой техники получают по формуле:

$$Эг = Эсб. + Энх. - Ен.Кд,$$

где Эсб. — экономия себестоимости работ (экономия строительной организации, достигнутая от внедрения новой техники) по сравнению с заменяемой техникой;

Эн·х.— экономический эффект, возникающий в народном хозяйстве, от внедрения в строительной организации мероприятий новой техники;

Ен Кд — дополнительные затраты на внедрение новой техники.

Экономия строительной организации равна

$$Эсб. = Эпр. + Эн,$$

где Эпр. — экономия прямых затрат себестоимости;

Эн — экономия накладных расходов.

$$Эпр. = Эмт + Эмш + Эзп$$

или

$$Эпр = (С_1 - С_2)А,$$

где Эмт — экономия затрат по материалам;

Эмш — то же, по машинам и механизмам;

Эзп — экономия основной заработной платы;

$С_1$ — себестоимость продукции (1 м³ грунта) по эталону;

$С_2$ — то же по внедряемому способу;

А — объем работ.

Годовой экономический эффект для определения величины премии за внедрение новой техники определяют по формуле:

$$Эг.э. = (С_1 + \varepsilon нК_1) - (С_2 + \varepsilon нК_2),$$

где Эг.э. — годовой эффект, руб.;

$С_1$ — себестоимость годового объема продукции (работ) по эталонному варианту;

$С_2$ — то же по внедренному варианту;

$К_1$ — стоимость производственных фондов по эталону;

$К_2$ — то же по внедряемому варианту;

$\varepsilon н$ — нормативный коэффициент экономической эффективности.

Из всех возможных вариантов осуществляемого мероприятия наиболее экономически эффективным является тот, внедрение которого требует наименьших капитальных затрат и одновременно обеспечивает наименьшую себестоимость продукции.

Если более низкой себестоимости продукции можно достигнуть при варианте с более высокими затратами на его внедрение, вопрос об эффективности такого варианта нужно решать путем соизмерения дополнительных капитальных вложений с экономией на текущих затратах, то есть путем исчисления сроков окупаемости дополнительных затрат или коэффициентов экономической эффективности:

$$Т_{ок.} = \frac{К_1 - К_2}{С_2 - С}; \quad \varepsilon = \frac{С_2 - С_1}{К_1 - К_2} = \frac{1}{Т_{ок.}},$$

где K_1 и K_2 — затраты на внедрение мероприятия по сравниваемым вариантам, руб;

C_1 и C_2 — себестоимость продукции по этим же вариантам, руб.;

Ток. — срок окупаемости дополнительных капитальных вложений, лет;

ε — коэффициент сравнительной экономической эффективности.

Срок окупаемости капитальных вложений показывает, во сколько раз капиталовложения превышают экономию на себестоимость. Он характеризует время, необходимое для возмещения капитальных затрат за счет экономии текущих расходов производства. Коэффициент эффективности является обратной величиной срока окупаемости и показывает величину экономии на издержках производства или величину прибыли на 1 руб. капиталовложений.

При определении эффективности внедрения взрывного способа строительства каналов на стадии проектных работ варианты (взрывной способ и механический способ производства работ) сравниваются при помощи формул приведенных затрат:

$$П = С + ЕнК,$$

где С — годовые затраты, связанные с эксплуатацией канала;

К — полная сметная стоимость строительства канала (с учетом влияния трудоемкости и продолжительности строительства на размер накладных расходов);

Ен — нормативный коэффициент эффективности.

Годовые эксплуатационные затраты при использовании взрывного способа меньше, чем при механическом способе производства работ (за счет исключения облицовки канала железобетонными плитами, асфальтобетоном и др. материалами). Годовой экономический эффект определяют как разность приведенных затрат между базовым и внедряемым вариантом.

Пример. Расчет экономической эффективности капитальных вложений от внедрения новой технологии (взрывного способа) вместо действующего механического на строительстве каналов оросительных систем заключается в следующем.

Взрывной способ, для осуществления которого используются различные взрывчатые вещества, на Каракумском канале прошел опытно-промышленные испытания в 1970 и 1971 гг.

Выемки для каналов, прокладываемые при помощи взрыва, характеризуются значительной уплотненностью их стенок и дна. Это обеспечивает высокую водонепроницаемость и, таким образом, исключает необходимость дополнительных затрат на искусственную облицовку канала, то есть укладку противофильтрационного экрана.

Важнейшее преимущество взрывного способа — резкое сокращение продолжительности строительства каналов (в 2—2,5 раза). Это обусловливает возможность рационального распределения и использования осуществляемых капитальных вложений и достижения экономического эффекта на стадии как строительства, так и эксплуатации канала (в результате досрочного ввода его в действие).

Данный расчет произведен на объем работ, запроектированный институтом «Турменгипроводхоз» для пионерного участка Геок-Тепе—Казанджик, с целью орошения и освоения земель в зоне IV очереди Каракумского канала. Исходные данные для расчета приведены в таблице 27.

Таблица 27

Исходные данные для расчета экономической эффективности

Показатели	Механический способ	Взрывной способ
Объем земляных работ, млн. м³	32	32
Орошаемая площадь, тыс. га.	36	36
Обводняемые пастбища, млн. га	1,5	1,5
Длина канала, км	250	250
в земляном русле	224	250
в асфальтобетоне	26	—
Продолжительность строительства, лет	3	1,5
Сметная стоимость строительно-монтажных работ, млн. руб.	73,987	—
Общая сметная стоимость строительства, млн. руб.	92,107	—
Себестоимость 1 м³ выемки, руб.	0,38	0,29—0,76
То же с учетом затрат на облицовку, руб.	1,90	—
Нормативный расход накладных расходов, доля единицы	0,166	—
Нормативный размер условно-постоянной части накладных расходов, доля единицы	0,6	—
Нормативный размер плановых накоплений, доля единицы	0,06	—
Чистый доход государства от реализации товаров переработки продукции сельского хозяйства, млн. руб.	28,4	—
Срок окупаемости по чистому доходу хозяйств, лет	5,8	—
То же, с учетом дохода государства, лет	3,2	—
Дополнительные капиталовложения, тыс. руб.	—	200

Экономию на себестоимости (на прямых затратах) для участка канала длиной 26 км, где предусмотрено искусственное (асфальтобетонное) покрытие, определяем по формуле

$$Эпр. = (C_1 — C_2)A.$$

Для аммонита Эпр = (1,9—0,675)3,3 = 4,04 млн. руб.; для зерногранулита Эпр. = (1,9—0,4)3,3 = 4,95 млн. руб.; для игданита Эпр. = (1,9—0,32)3,3 = 5,21 млн. руб.

Как видно из расчета, экономия на прямых затратах является значительной и в случае применения игданита превышает 5 млн. руб.

Экономия на прямых затратах на участке канала 224 км, где не предусмотрено искусственное покрытие, составит

$$Э'_{пр.} = \left(C_1 - \frac{C'_2 - C''_2}{2}\right) A,$$

где C'_2 и C''_2 — себестоимость 1 м³ выемки при взрывном способе с учетом технологии взрывания (схема расположения зарядов, их вес, глубина заложения, применяемые ВВ и др.).

Для аммонита

$$Э'_{пр.} = \left(0{,}38 - \frac{0{,}59 + 0{,}76}{2}\right) 28{,}7 = -8{,}47 \text{ млн. руб.}$$

для зерногранулита

$$Э'_{пр.} = \left(0{,}38 - \frac{0{,}35 + 0{,}45}{2}\right) 28{,}7 = -0{,}574 \text{ млн. руб.}$$

для игданита

$$Э'_{пр.} \left(0{,}38 - \frac{0{,}29 + 0{,}35}{2}\right) 28{,}7 = 1{,}72 \text{ млн. руб.}$$

Экономия на прямых затратах при взрыве достигается только за счет дополнительных затрат на противофильтрационную одежду, укладываемую при механическом способе, которая повышает себестоимость 1 м³ выемки с 0,38 до 1,9 руб., то есть в 5 раз.

При отсутствии затрат на облицовку (при сооружении канала в земляном русле) экономия на прямых затратах при взрывном способе возможна только при условии применения игданита (самого дешевого ВВ), она составляет 1,72 млн. руб. Но для получения требуемого эффекта взрыва, получения выемки канала заданного профиля в настоящее время нельзя ограничиться только игданитом.

Вместе с тем снижение прямых затрат при взрывной технологии возможно уже сейчас, и прежде всего за счет ВВ, составляющих 80% этих затрат. Предполагается, что будут применяться различные ВВ в виде смеси в равных или соответственно пропорциональных количествах, а это позволит снизить прямые затраты. С учетом применения таких смесей ВВ при взрывах экономия на прямых затратах составит: для аммонита и зернограпулита

$$\left(0{,}38 - \frac{0{,}675 + 0{,}40}{2}\right) 28{,}7 = -4{,}59 \text{ млн. руб.};$$

для аммонита и игданита

$$\left(0{,}38 - \frac{0{,}675 + 0{,}32}{2}\right) 28{,}7 = -3{,}4 \text{ млн. руб.};$$

для зернограпулита и игданита

$$\left(0{,}38 - \frac{0{,}40 + 0{,}32}{2}\right) 28{,}7 = +0{,}574 \text{ млн. руб.}$$

В таблице 28 приведены результаты расчета экономии на прямых затратах в зависимости от применяемых ВВ.

Таблица 28

Экономия на прямых затратах при использовании разных ВВ

Участки канала	Экономический эффект, млн. руб.					
	аммонит	зерно-гранулит	аммонит, зерно-гранулит	игланит	аммонит, игланит	зерно-гранулит, игланит
С покрытием	+4,04	+4,95		+5,21		
Без покрытия	—8,47	—0,57	—4,59	+1,72	—3,4	+0,57

На участках канала без покрытия экономия на прямых затратах достигается только при условии применения игданита и смеси зернограпулита с игданитом и составляет соответственно 1,72 и 0,57 млн. руб. Однако с учетом продолжающихся теоретических исследований и промышленных экспериментов возможно дальнейшее совершенствование технологии взрыва и определение оптимальных параметров, что позволит уменьшить расход ВВ и, следовательно, снизить себестоимость 1 м³ выемки по прямым затратам. При этом обусловливается возможность экономии затрат за счет потерь воды на фильтрацию в результате образования при взрыве уплотненной противофильтрационной рабочей поверхности канала.

По данным проектного задания, потери воды на участке длиной 48 км Каракумского канала составляют 1,477 м³/сек, то есть почти 1,5 м³ воды каждую секунду теряется путем фильтрации ее в необлицованную и неуплотненную поверхность канала.

В то же время потери воды на фильтрацию из канала, пройденного путем применения взрывной технологии, по экспериментальным данным, полученным в условиях Каракумов, составляют 0,153 м³/сек., то есть почти в 10 раз меньше.

Учитывая стоимость теряемой на фильтрацию воды, равную 740 тыс. руб., экономия затрат за счет уменьшения потерь при взрывной технологии на участке Каракумского канала длиной 224 км, сооружаемом без искусственного покрытия, составит $(224 : 48) \cdot 0{,}74 = 3{,}45$ млн. руб.

Приближенный расчет экономии от уменьшения потерь воды на фильтрацию сделан с учетом аналогичных грунтовых условий сравниваемых участков Каракумского канала.

Экономия накладных расходов, зависящих от заработной платы,

$$Эн.\,з.п. = 0{,}15(Зп_1 - Зп_2),$$

где $Зп_1$ — средняя заработная плата одного работающего по эталонному варианту, равна 1500 руб. в год (по данным ЦСУ УССР);

$З_{п_2}$ — средняя заработная плата одного работающего по взрывному способу (на стадии предварительных расчетов принимается равной 1500 руб. в год).

В этом случае экономии нет.

Экономия накладных расходов, зависящих от трудоемкости, равна Эн.тр.= 0,6 ΔQ. Здесь сокращение трудоемкости строительных и монтажных работ приводит к экономии накладных расходов в размере 60 коп. на 1 чел.-день. Снижение трудоемкости от внедрения взрывного способа производства работ выражается зависимостями:

$$\Delta Q = \Delta T \frac{C}{B} d;\ \Delta T = T_1 - T_2 = 3 - 1{,}5 = 1{,}5 \text{ (года)};$$

$$\Delta Q = 1{,}5 \frac{73\,987\,000}{7200} \cdot 235 = 362\,229 \text{ чел.-дн.},$$

где 7200 — годовая выработка на одного работающего по эталонному варианту (по данным Главводстроя УССР), достигнутая строительной организацией.

Тогда экономия от сокращения трудоемкости достигнет Эн.тр.=0,6·362 229,0=217 337,4 руб.

Экономия накладных расходов, зависящих от их условно-постоянной части, выражается формулой.

$$Э_{н.у.} = Н_у \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right);\ Н_у = \frac{C \cdot k \cdot 0{,}6}{(1+n)(1+k)},$$

где C — сметная стоимость строительно-монтажных работ по эталону;

k — размер накладных расходов (для Туркменской ССР, Каракумского канала этот норматив составляет 16,6%);

0,6 — размер условно-постоянной части накладных расходов;

n=0,06 — размер плановых накоплений (по нормам 6%);

T_1 и T_2 — продолжительность строительства по сопоставляемым вариантам.

$$Н_у = \frac{73\,987 \cdot 0{,}166 \cdot 0{,}6}{(1+0{,}06)(1+0{,}166)} = 5942{,}8 \text{ тыс. руб.}$$

Тогда экономия условно-постоянных накладных расходов составит:

$$Э_{н.\,у.} = 5942{,}8 \left(1 - \frac{1{,}5}{3{,}0}\right) = 2971{,}4 \text{ тыс. руб.}$$

Общая экономия накладных расходов Эн = Эн.зп. + Эн.тр. + Эн.у.=0+217,34+2971,4=3188,74 тыс. руб.

Экономия строительной организации равна: Э = Эпр.+ Эн.= 4,04+3,19=7,23 млн. руб.

Экономический эффект от улучшения использования основных производственных фондов и оборотных средств, обусловленный сокращением продолжительности строительства, выражается зависимостью: Эф.= εн.K_1(T_1—T_2).

На стадии предварительных расчетов можно принять К=0,5 С, где С — сметная стоимость строительно-монтажных работ. При этом K_1=0,5·73 987=36993,5 тыс. руб.;
Эф.=0,12·36993,5(3—3,15)=6658,83 тыс. руб.

Экономический эффект, достигаемый за счет сокращения объема незавершенных капитальных вложений, равен:

$$Э_к = E_н (\bar{K}_н T_н - \bar{K}_ф T_ф).$$

Величины $\bar{K}_н$ и $\bar{K}_ф$ определяются по зависимости $\frac{K_1 + K_2 + \ldots + K_п}{+1}$ %. Численные значения $\bar{K}_н$ и $\bar{K}_ф$ определяют по данным таблицы 29.

Таблица 29

Распределение осуществляемых капиталовложений по годам строительства

Способы строительства	Год строительства		
	первый	второй	третий
Механический	30	35	35
Взрывной	70	30	—

$$К_н = \frac{30 + 65 + 100}{3 + 1} = \frac{195}{4} = 49\%;$$

$$К_ф = \frac{70 + 100}{1{,}5 + 1} = \frac{170}{2{,}5} = 68\%.$$

Отсюда: $\bar{K}_н$ =0,49·92 107= 45132,43 тыс. руб.;

$\bar{K}_ф$ =0,68·92 107=62632,76 тыс. руб.

Экономический эффект от сокращения объема незавершенных капиталовложений исчисляется: Эк=0,12(45132,43·3 — —62632,76·1,5)=4973,78 тыс. руб.

Экономический эффект в результате лучшего использования производственных фондов и сокращения объема незавершенных капиталовложений в сумме достигнет 11632,81 тыс. руб., или 11,6 млн. руб. Это народнохозяйственная экономия, получаемая за счет сокращения продолжительности строительства канала с трех до полутора лет. Высвобождаемые средства могут быть использованы в любой другой отрасли народного хозяйства.

Ввод канала в действие на полтора года раньше проектного срока обусловит возможность получения дополнительного объема сельскохозяйственной продукции. По проектным данным, реализация товаров промышленной переработки этой продукции обеспечит чистый годовой доход государства в сумме 28,4 млн. руб.

Несмотря на ввод канала в эксплуатацию раньше проектного срока на полтора года, экономический эффект от реализации дополнительной продукции учитывается только за один год, потому что окончание строительства и ввод в действие канала могут произойти летом, то есть уже после окончания работ посева и посадки.

Общий экономический эффект от внедрения взрывной технологии равен: Э = Эсб.+ Энх.— Ен.Кд. или Э = Эпр.+ Эн.+ + Энх.ЕнК,

где Кд. — дополнительные капиталовложения (в данном случае капиталовложения при взрывном способе);

Ен. — нормативный коэффициент экономической эффективности, равный 0,12.

Капитальные вложения при технологии взрыва складываются из следующих затрат:

1. На сооружении складов ВВ пристанционных и непосредственно у канала из расчета 100 кг ВВ на 1 м длины взрываемой выемки. При таком удельном расходе на 1 км канала требуется 100 т, а на всю длину канала, равную 250 км,— 25 тыс. т. При условии расхода ВВ 100 т в день и с учетом необходимого недельного запаса потребуется сооружение пристанционного склада емкостью 700 т. Затраты на строительство склада такой емкости составят 50 тыс. руб. Кроме того, на строительство трех временных складов ВВ емкостью по 120 т каждый потребуется еще 100—105 тыс. руб.

2. Затраты на технику для проходки зарядных траншей определяют в зависимости от видов и количества машин: экскаватор, обратная лопата (1·7715) = 7715 руб., экскаваторы-драглайны Э=302(2·4600) = 9200 руб. и бульдозеры Д-271А (2·2525) = 5050 руб.

Стоимость 12 автомашин КрАЗ грузоподъемностью 10 т 8950 руб.

Общие капиталовложения с учетом затрат на сооружение складов ВВ составят 136 тыс. руб., а с учетом необходимости резерва на неучтенное в расчете оборудование (50%) — 200 тыс. рублей.

Тогда общий экономический эффект от внедрения в строительство каналов взрывной технологии составит: Э = Эпр.+ +Эн + Эф + Эк—ЕнКд = 4,04+3,19+3,45+6,66+4,97+28,4— —0,12·0,2 = 50,70 млн. руб.

Результаты проведенных расчетов показали, что внедрение взрывных технологий характеризуется высоким экономическим эффектом, достигаемым как на стадии строительства, так и на стадии эксплуатации канала.

С целью сравнительного экономического анализа Киевским отделением Института геотехнической механики АН УССР совместно с институтом Туркменгипроводхоз составлены технологические карты на проходку участка Каракумского канала длиной 100 м механическим и взрывным способами. Технологические карты составлены для трех вариантов:

1) проходку канала ведут взрывным способом с последующей доработкой разрыхленного и обратно упавшего грунта машинами (экскаватором и бульдозером) для получения профильного сечения канала;

Таблица 30

Технологическая карта № 1 проходки канала взрывным способом с доработкой разрыхленного грунта механическим способом (профильный объем канала 22000 м³, в том числе взрывной выемки 13000 м³, зоны рыхления 9000 м³, длина 100 м)

Вид работ	Категория грунта	Единица измерения	К-во един.	Стоимость, един., руб.	Общая стоим., руб.	Затраты машино-смен		Зарплата, руб.	
						на единицу	на весь объем	на единицу	на весь объем
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Разработка зарядной траншеи экскаватором-драглайном емкостью ковша 0,5 м в отвал	III	100 м³	8	23,7	189,6	0,63	5,0	1,4	11,2
Приобретение, погрузка и перевозка ВВ на расстояние до 30 км:									
а) первый вариант — взрывание игданитом (игданит — 90%, аммонит 6 ЖВ—10%, СВ — 10% от стоимости ВВ, расход ВВ—2,1 кг/м³)	—	1 т	27,7	92,0	25,48	0,1	2,8	1,8	49,9
в) второй вариант — взрывание зерногранулитом (расход ВВ — 2 кг/м³, СВ—5% от стоимости ВВ)	—	1 т	26,4	174,0	4593,6	0,1	2,6	1,8	47,5
Укладка заряда, боевиков и взрывание:									
а) игданитом	—	1 т	27,7	2,6	72,02	0,02	0,6	1,6	44,2
б) зерногранулитом		1 т	26,4	2,6	68,6	0,02	0,5	1,6	42,2
Засыпка грунта в траншею бульдозером (до 10 м)	I	100 м³	6	2,96	17,8	0,118	0,7	1,26	7,6
Разработка разрыхленного грунта из взрывных отвалов экскаватором-драглайном емкостью ковша 0,5 м в отвал	I	100 м³	22	14,4	316,8	0,390	8,6	8,5	187,0

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Разработка грунта, разрушенного из ложа канала (доработка по сечению экскаватором-драглайном емкостью ковша 0,5 м)	I	100 м³	88	14,4	1267,2	0,390	34,3	8,5	748,0
Разработка и перемещение экскаваторных отвалов бульдозером до 20 м	I	100 м³	110	4,77	524,7	0,190	20,9	2,04	224,4
для взрывания игданитом	—	—	—	—	4936,5	—	73,0	—	1272,0
для взрывания зерногранулитом	—	—	—	—	6978,3	—	72,5	—	1267,5
Затраты на 1000 м³ профильного объема:									
по первому варианту	—	—	—	—	224,4	—	2,13	—	57,9
по второму варианту	—	—	—	—	317,1	—	2,13	—	57,6

2) то же взрывным способом без доработки машинами (для случаев, когда взрывной способ обеспечивает профильное сечение канала);

3) проходку канала ведут механическим способом.

В приведенных технологических картах (табл. 30—32) при механическом способе проходки канала основная землеройная техника представлена экскаватором-драглайном (объем ковша 0,5 м³) и бульдозером, используемым для разработки ложа канала, перемещения грунта и планировки отвала. Затраты машино-смен на профильный объем (22 тыс. м³) составляют 148,6 руб., а заработная плата — 2358 руб.

При взрывном способе прокладки канала (без доработки) применяется та же техника, что и при механическом способе (ее используют для проходки и затем засыпки взрывной траншеи). Но затраты машино-смен здесь равны только 25,9 (то есть почти в 6 раз меньше, чем при механическом способе), а заработная плата — 444,6 руб. (против 2358 руб. при механическом способе).

При взрывном способе проходки канала с доработкой его сечения землеройной техникой используются те же механизмы (экскаватор-драглайн, бульдозер), но затраты машино-смен

Таблица 31

Технологическая карта № 2 проходки участка канала взрывным способом без доработки (профильный объем канала 19 000 м³, длина 100 м)

Виды работ	Категория грунта	Единица измерения	К-во единиц	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб.	Затраты машино-смены		Зарплата	
						на 1 ед.	на весь объем	на 1 ед.	на весь объем
Разработка зарядной траншеи экскаватором-драглайном	III	100 м³	8	23,7	189,6	0,63	5,0	1,4	11,2
Приобретение, погрузка и перевозка ВВ на расстояние до 30 км									
а) первый вариант — взрывание (игданит — 90%, аммонит 6 ЖВ — 10%, СВ — 10% от стоимости ВВ, расход ВВ — 2,1 кг/м³)		1 т	39,9	92,0	3670,8	0,1	4,0	1,8	71,8
б) второй вариант — взрывание зерногранулитом (СВ—5% от стоимости ВВ, расход ВВ — 2 кг/м³)	—	1 т	38,0	174,0	6925,2	0,1	3,8	1,8	68,4
Укладка заряда, боевиков и взрывание:									
а) игданитом	—	1 т	39,9	2,6	103,7	0,02	0,8	1,6	63,4
б) зерногранулитом	—	1 т	38,0	2,6	98,8	0,02	0,8	1,6	62,8
Засыпка грунта в зарядную траншею	I	100 м³	6	2,96	18,0	0,118	0,7	1,26	7,6
Перемещение разрыхленного грунта взрывных отвалов от бровки канала экскаватором-драглайном с ковшом емкостью 0,5 м³	I	100 м³	28,5	14,4	408,0	0,390	11,1	8,5	232,5
То же, бульдозером с перемещением грунта до 10 м	I	100 м³	28,5	2,96	85,0	0,118	3,3	2,04	58,1
Всего по первому варианту					4475,1	—	25,9	—	444,5
по второму варианту					7724,6	—	24,8	—	441,0
Затраты на 1000 м³ профильного объема									
по первому варианту					234,1	—	1,32	—	23,4
по второму варианту					406,5	—	1,31	—	23,2

Таблица 32

Сравнительная технологическая карта № 3 проходки канала механическим способом (профильный объем канала 22 000 м³, длина 100 м)

Виды работ	Категория грунта	Объем, м³	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб.	Затраты машино-смен		Зарплата, руб.	
					на единицу	на весь объем	на единицу	на весь объем
Разработка ложа канала экскаватором-драглайном с ковшом емкостью 0,5 м в отвал	III	8000	23,7	1896	0,68	50,4	14,0	1120
Разработка ложа канала бульдозером с перемещением грунта до 50 м в отвал	III	14 000	14,76	2066	0,588	82,3	7,37	1032
Разработка бульдозером и перемещение грунта из экскаваторного отвала в отвал с перемещением до 50 м	I	9500	10,16	970	0,118	11,2	1,26	1200
Разрушение отвала бульдозером с перемещением грунта до 10 м	I	4200	2,96	124	0,118	4,8	2,04	86,0
Итого				5056,4		148,6		2358
То же, с противоосадочными мероприятиями 10%					5560,3	—	—	—
Затраты на 1000 м³ профильного объема					252,8	—	6,75	107,0

здесь возрастают с 25,9 до 73, то есть примерно в 3 раза, и настолько же увеличивается зарплата (с 444,6 руб. до 1227 руб.). Однако против механического способа эти затраты почти в 2 раза меньше (73,0 против 148,6 и 1272 против 2358).

В таблице 33 приведены показатели себестоимости 1 м³ вынимаемого грунта при механическом и взрывном способах.

Себестоимость выемки 1 м³ грунта при механическом и взрывном способах почти одинакова (0,23—0,24 руб.). Повышается она при взрывном способе в случае применения игданита (в варианте с доработкой 0,41 руб., в варианте без доработки 0,32 руб.).

Однако основное преимущество взрывного способа заключается в малых затратах техники и, таким образом, в экономии на основных производственных фондах и капиталовложениях.

Расчет потребности землеройной техники на пионерном участке (Геок-Тепе—Казанджик) Каракумского канала, где, согласно проекту института Туркменгипроводхоз, подлежит удалению более 30 млн. м³ грунта, показал, что одних экскаваторов (драглайнов ЭШ14-40 при двухсменной работе) потребует-

Таблица 33

Себестоимость 1 м³ грунта при механическом и взрывном способах

Способ проходки	Профильный объем канала, тыс. м³	Общая стоимость, руб.	Себестоимость 1 м³ выемки, руб.
Механический	22,0	5056,4	0,23
Взрывной с доработкой:			
с игданитом	19,0	4775,1	0,24
с зерногранулитом	19,0	7724,6	0,41
Взрывной без доработки:			
с игданитом	22,0	4936,5	0,23
с зерногранулитом	22,0	6978,3	0,32

ся 18 штук, кроме другой вспомогательной землеройной и транспортной техники. Для взрывного же способа будет достаточно двух небольших экскаваторов (Э-302) с емкостью ковша менее 1 м³.

ВОПРОСЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ СТРОИТЕЛЬСТВА КАНАЛОВ ВЗРЫВОМ

Одним из важных факторов, влияющих на технико-экономические показатели строительства каналов взрывом, является вопрос комплексной механизации взрывных технологий.

Высокие технико-экономические показатели и ряд других преимуществ использования игданита для ведения земляных работ обуславливают необходимость первостепенного решения вопросов механизации взрывных технологий, основанных на применении указанного взрывчатого вещества.

Как говорилось ранее, взрывчатые свойства игданита в большой степени зависят от количества жидкого компонента (дизельного топлива) в смеси.

Максимальной удельной потенциальной энергии игданита можно достичь за счет оптимального содержания дизельного топлива (5,5%), а оптимальной плотности — за счет плотности упаковки гранул.

Количественное содержание дизельного топлива влияет также на скорость детонации. Билл-Аммонс установил зависимость скорости детонации от содержания дизельного топлива для различных сортов аммиачной селитры (рис. 45). Наибольшей скоростью детонации обладают смеси с более плотной мелкозернистой гранулированной селитрой. Плотность состава игданита (94,5% АС + 5,5% ДТ) в среднем равна 0,8—0,9 г/см³, причем давление взрыва составляет 22 т/см². Так как аммиач-

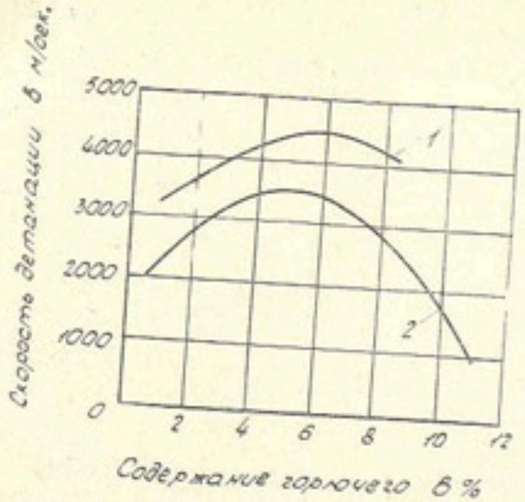


Рис. 45. Изменение скорости детонации игданита от содержания дизельного топлива:
1 — для гранулированной селитры; *2* — для комковой селитры

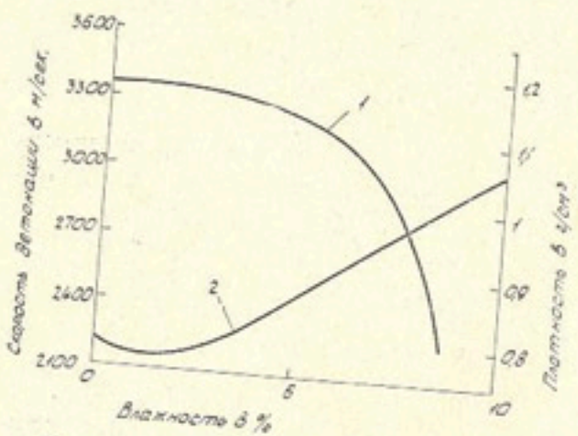


Рис. 46. Зависимость скорости детонации (кривая 1) и плотности заряжания (кривая 2) от содержания влаги в смеси взрывчатого вещества

нита, по данным Кука, составляет 1,15 г/см³. Обеспечение оптимального содержания дизельного топлива и оптимальной плотности заряда ВВ в механизированных технологиях необходимо осуществлять за счет механического смешения компонентов ВВ и принудительной подачи изолированного заряда ВВ в траншею.

Исходя из этих положений, авторами была разработана комплексно-механизированная технология (рис. 47), включающая следующие основные операции:

ная селитра весьма гигроскопична и легко растворяется в воде, свойства ее в значительной мере зависят от количества влаги, содержащейся в смеси грунта (рис. 46). С увеличением влажности (более 5%) резко снижается скорость детонации, а следовательно, и давление газов, развиваемое взрывом. При содержании воды более 9% смеси не детонируют. При взрывании влажной аммиачно-селитренной смеси часть энергии взрыва, расходуемой на поддержание детонации, идет на испарение воды, находящейся в смеси, и доведение температуры образующегося пара до температуры взрыва. В то же время с повышением влаги увеличивается плотность [32].

Однако нельзя беспредельно увеличивать плотность указанных взрывчатых смесей, так как в результате снижается их чувствительность. Оптимальная плотность смеси игда-

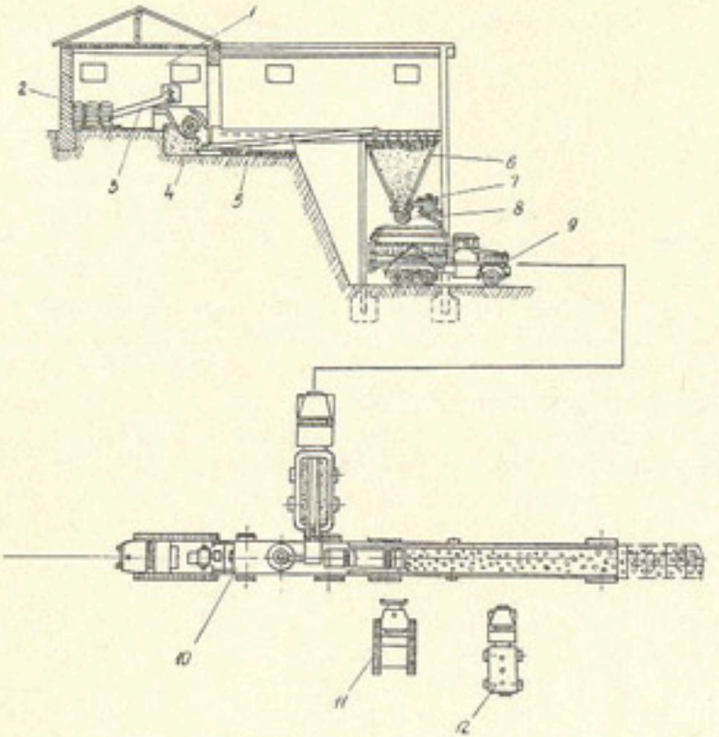


Рис. 47. Схема комплексно-механизированной технологии:
1 — склад аммиачной селитры; *2* — мешки аммиачной селитры; *3* — растаривающий механизм; *4* — молотковая дробилка; *5* — конвейер; *6* — бункер; *7* — вибратор; *8* — секторный затвор; *9* — доставочная машина; *10* — установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ; *11* — бульдозер; *12* — топливозаправщик

1. На складе ВВ — разгрузку мешков аммиачной селитры, растаривание их, дробление селитры и погрузку ее в транспортные машины.

2. Транспортирование аммиачной селитры со склада ВВ к установке для механизированной закладки линейных зарядов.

3. Отрывание траншеи в грунтах (суглинки IV категории, глубина промерзания до 2,5 м) глубиной от 3 до 8 м.

4. Приготовление взрывчатого вещества типа игданит.

5. Принудительной закладки приготовленного заряда ВВ на необходимую глубину.

6. Изоляция заряда путем заворачивания его в эластичную пленку.

7. Механизированной укладки инициирующих боевиков.

8. Автоматического выведения детонирующего шнура с траншеи на поверхность грунта.

9. Автоматической забойки заложенного в траншею заряда.

10. Монтажа взрывной цепи, производства взрыва и маркшейдерской съемки выемки.

С целью механизации трудоемких операций погрузочно-разгрузочных работ, а также обеспечения необходимых размеров гранул аммиачной селитры (ликвидации слежавшихся кусков) целесообразно использование на складах ВВ установки для подготовки аммиачной селитры (рис. 47).

Мешки с аммиачной селитрой конвейером подают от места хранения к растаривающему механизму, на котором каждый мешок селитры вспарывается, тара подается в сторону, а селитра в дробилку, откуда по конвейеру поступает в бункер, снабженный секторным затвором. Механизмы, входящие в состав установки, могут быть различных типов, серийно выпускаемые промышленностью, и выбираются в зависимости от необходимой производительности установки.

В связи с тем, что закладку зарядов ВВ, типа игданит, необходимо вести в разных климатических условиях (в том числе и в зимнее время при глубине промерзания поверхностного слоя грунта до 2,5 м), и учитывая, что в настоящее время нет траншеекопателей, способных разработать траншеи глубиной до 8 м, в мерзлых грунтах (с глубиной промерзания до 2,5 м) целесообразно закладку зарядов вести комплектом машин, способных разрабатывать мерзлый грунт, а затем разрабатывать траншею до глубины 8 м и закладывать в нее заряд.

С этой целью в комплект машин для укладки зарядов ВВ комплексно-механизированной технологии строительства каналов можно включить серийный роторный траншейный экскаватор ЭТР-253 (рис. 48), снимающий мерзлый грунт до 2,5 м, и

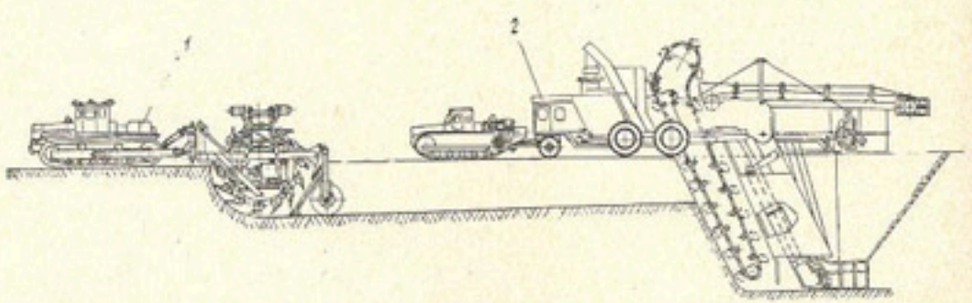


Рис. 48. Комплект машин для укладки заряда ВВ:
1 — роторный траншейный экскаватор ЭТР-253; *2* — установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ

установку для механизированной укладки линейных зарядов ВВ (рис. 48), которая способна разрабатывать траншею до 8 м глубиной в грунтах IV категории сложности разработки, приготавливать взрывчатое вещество типа игданит, укладывать его в траншею, заворачивать в эластичную пленку заряд, укладывать инициирующие боевики, выводить детонирующий шнур с траншеи на поверхность грунта и автоматически забивать траншею грунтом.

Комплект машин комплексно-механизированной технологии включает:

1. Пионерный траншейный экскаватор ЭТР-253, снимающий мерзлый слой грунта глубиной до 2,5 м.
2. Установку для механизированной укладки линейных зарядов ВВ, служащую для отрывания траншеи до 8 м глубиной, непрерывного приготовления и закладки игданита, укладки инициирующих боевиков, автоматического продвижения бобин с детонирующим шнуром и для забойки траншеи.
3. Машину доставочную, подвозящую аммиачную селитру.
4. Вспомогательное оборудование: бульдозер, топливозаправщик.

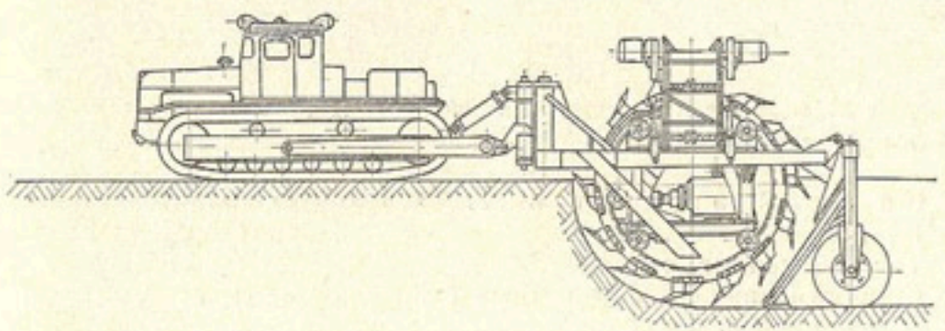


Рис. 49. Роторный траншейный экскаватор ЭТР-253

Роторный траншейный экскаватор ЭТР-253 (рис. 49) имеет следующую характеристику:

Ширина разрабатываемой траншеи, м	1,8—2,1
Глубина траншеи по дну, м	до 2,5
Скорость рабочего хода, м/час. (бесступенчатого)	до 309
Транспортная скорость, км/час.	3,5 и 5,4
Диаметр ротора, мм	4500
Емкость ковша, л	250
Скорость резания, м/сек.	1,74
Мощность электродвигателя, квт.	125
Мощность электродвигателя, квт.	51
Удельное давление на грунт, кг/см^2	0,8
Масса, т	52

Объемный гидропривод рабочего хода регулируется бесступенчато.

Привод подъема рабочего органа — гидравлический, удовлетворяет требованиям работы в условиях Севера.

Установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ (рис. 50) состоит из силового агрегата и машины для механизированной укладки заряда ВВ.

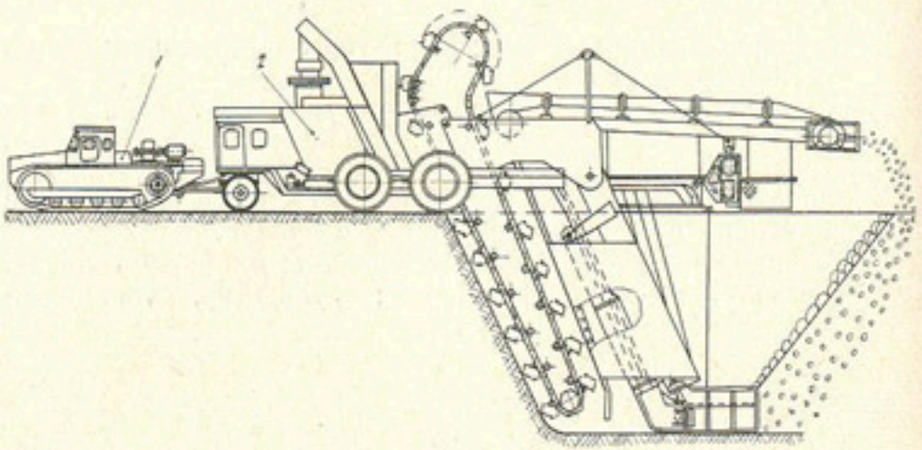


Рис. 50. Установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ:
1 — силовой агрегат; *2* — машина для механизированной укладки заряда ВВ

Силовой агрегат имеет следующую характеристику:

База	трактор ДЭТ-250М
Тяговое усилие, т. с.	25
Скорости движения расчетные (вперед, назад)	
Рабочий режим:	
а) без уменьшителя хода, км/час.	2,3...12,5
б) с уменьшителем хода, м/час.	до 70
Транспортный режим, км/час.	3...19
База трактора, мм	4440
Колея, мм	2450
Шаг звена и ширина гусеницы, мм	218; 690
Клинерс, мм	430
Удельное давление на почву, кгс/см²	0,62
Максимальная мощность двигателя при 1500 об/мин., л. с.	310
Запас крутящего момента, %	не менее 16
Удельный расход топлива на номинальном режиме г/л. с. ч.	165
Ход поршня, мм	
левый ряд	180
правый ряд	186,7
Диаметр цилиндра, мм	150
Рабочий объем, л	38,88
Топливо — дизельное, марок ДЛ, ДЗ и ДА	
Емкость бака, л	670
Пусковое устройство	электрическое силовым генератором — от аккумуляторной батареи; сжатым воздухом от баллона

Масса, кг	2700
Габаритные размеры, мм	
длина	6236
ширина	3220
высота	3180
Уменьшитель хода	механический
Передаточное число, i	87,2

Дополнительный генератор

Генератор постоянного тока, тип	ПШ ДОП
Напряжение, в	230
Номинальный ток, *а*	653
Мощность, квт.	150
Число оборотов, об./мин.	1450

Генератор соединен с валом отбора мощности трактора ДЭТ-250 через электромагнитную фрикционную муфту — ЭТМ-1510-1 МРТУ-16-529-018—66.

Машина для механизированной укладки заряда ВВ имеет следующую характеристику:

Ширина отрываемой траншеи, м	1,1
Глубина копания, м	6
Глубина заложения заряда, м	6
Скорость копания суглинков (крепость до IV категории вкл.), м/час.	50—70
Тип ВВ	игданит
Расход ВВ, кг/мм	150—400
Тип копающего органа	цепной ковшовый
Ход	пневмоколесный
Удельное давление, кгс/см²	2
Мощность привода копающего органа, квт.	125

Машина доставочная имеет следующую характеристику:

Тип	Спецмашина на базе самосвала КрАЗ-256Б
Грузоподъемность, т	10
Мощность двигателя, л. с.	180
Масса, кг	13470
Кузов сварной, состоящий из 2 бункеров	
Разгрузка	диафрагмой; пневматическая

Топливозаправщик имеет следующую характеристику:

Тип	АТЗ-3, 8—130
Шасси	ЗИЛ-130
Мощность двигателя, л. с.	150
Емкость цистерны, л	3800
Масса (сухая), кг	5126

Бульдозер (для планировки трассы) имеет следующую характеристику:

Тип	Д-271
Производительность при планировке площадей в средних условиях, га/час.	0,37...0,62
Тяговое усилие трактора, кг	1500...8800
Габаритные размеры с трактором без дополнительного оборудования, мм	
длина	5150
ширина	3030
высота	3050
Масса, кг	
бульдозер без лебедки	1580
лебедка Д-269	350
трактор с бульдозером и лебедкой (сухой)	13330
Двигатель:	
Тип	Дизель с предкамерным смесеобразованием
Марка	4Д-10
Мощность, л. с.	100
Количество об/мин.	1050
Ширина захвата, мм	3030
Высота отвала по хорде, мм	1100
Глубина резания (толщина слоя), мм	200...400
Максимальный подъем отвала над опорной поверхностью гусениц, мм	900
Максимальное заглубление отвала ниже опорной поверхности гусеницы, мм	1000
Угол резания ножа отвала, град.	57...62
Скорость продвижения трактора, км/час	
вперед,	2,25...9,6
назад	2,66...8,75
Лебедка:	
Тип	Задняя однобарабанная фрикционная
Марка	Д-269
Диаметр барабана, мм	216
Канат	
диаметр, мм	14
длина, м	16

Укладка линейных зарядов в талые грунты с использованием комплекта машин для механизированной укладки зарядов заключается в следующем. На подготовленную (спланированную) трассу выводится установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ, опускают копающий орган и производят закапывание его на необходимую глубину. Аммиачную селитру и технологическое дизельное топливо загружают в соответствующие емкости установки. Инициирующие боевики и бобины с детонирующим шнуром укладывают соответственно в механизм подачи инициирующих боевиков и механизм автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность земли. В камере обслуживания устанавливают рулон с изолирующим материалом. Приводят все узлы и механизмы в рабочее положение. Включают копающий орган и ход установки, а затем механизмы подачи аммиачной селитры и дизельного топлива.

Дизельное топливо, распыленное форсунками горизонтального винтового конвейера, смешивается с аммиачной селитрой. Образовавшееся взрывчатое вещество (игданит) нагнетается через зарядную трубу и попадает в пленку, которая обворачивает формующую головку. Заворачивающие ролики, расположенные на формующей головке и транспортере инициирующих боевиков, загибают пленки на заряд, образуя замкнутый контур, в котором находится игданит. Заворачивание пленки происходит благодаря движению установки, а пленка остается неподвижной (в начальный период ее завязывают и крепят ко дну траншеи, а затем присыпают землей).

Выбранный грунт транспортируется вверх и поворачивается вокруг приводного мотор-барабана копающего органа, центробежными силами разгружается на забойный транспортер, расположенный в зоне разгрузки. Транспортер имеет такую длину, чтобы разгружающийся грунт засыпал заряд под углом естественного откоса.

Предохранительно-распределительный конус, установленный на транспортере инициирующих боевиков, распределяет скатывающийся грунт в боковые зазоры между траншеей и зарядом (формующей головкой), это сохраняет целостность заряда.

По мере закладки заряда оператор-взрывник выкладывает инициирующий боевик (в зависимости от грунта, глубины и т. д., шаг инициирующих боевиков указывается в карте-схеме), включая транспортер подачи этих боевиков. Оператор-взрывник находится в кабине взрывника и наблюдает за процессом выкладки боевиков, а также контролирует выкатку бобины с детонирующим шнуром из направляющих механизма автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность.

Основным отличием механизированной укладки линейного заряда ВВ в мерзлые грунты от закладки заряда в талые грунты является то, что предварительно роторным траншейным экскаватором ЭТР-253 отрывают траншею глубиной до 2,5 м, снимая мерзлый слой. Дальнейший процесс укладки заряда такой же, как и в талые грунты.

Транспортировка взрывчатого вещества на объект строительства

Доставку ВВ на объект строительства целесообразно производить в спецмашинах, обеспечивающих принудительную выгрузку ВВ в приемный бункер машины для механизированной укладки заряда ВВ.

На рисунке 51 показана машина доставочная, состоящая из двух бункеров, установленных на шасси автосамосвала КрАЗ-256Б грузоподъемностью 10 т.

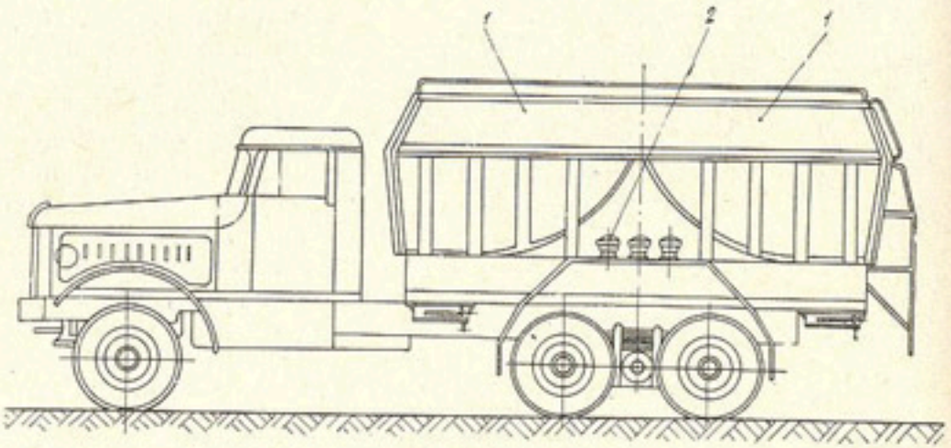


Рис. 51. Машина доставочная:
1 — бункер; *2* — пневмосистема

Каждый бункер снабжен разгрузочной диафрагмой и разгрузочным люком с заслонкой.

Пневмосистема состоит из нагнетателя от двигателя ЯАЗ-222, трубопроводов, предохранительных и обратных клапанов.

Работа машины заключается в следующем: гибким патрубком соединяется разгрузочный люк доставочной машины с вертикальным винтовым конвейером машины для механизированной укладки зарядов ВВ. Включают винтовой конвейер, открывают заслонку разгрузочного люка, а затем подают сжатый воздух под диафрагму, который поднимает диафрагму, при этом аммиачная селитра перемещается в сторону разгрузочного люка. При увеличении давления под диафрагмой более 9,3 кгс/см² предохранительный клапан открывается и избыточный воздух выходит в атмосферу. При достижении диафрагмой конечного положения тросик обратного клапана открывает обратный клапан, выпуская воздух в атмосферу, при этом включается сигнальная лампочка на пульте водителя, сигнализирующая об окончании выгрузки, водитель отключает подачу воздуха.

На рисунке 52 показана машина доставочная с аэропневматической разгрузкой, созданная на базе цементовоза АЦП-22. Она состоит из седельного тягача, компрессора, цистерны с люками. Ось цистерны в рабочем положении наклонена в сторону выгрузки на 6°30″.

С целью предупреждения коррозии от аммиачной селитры поверхности цистерны, соприкасающиеся с последней, облицованы резиной.

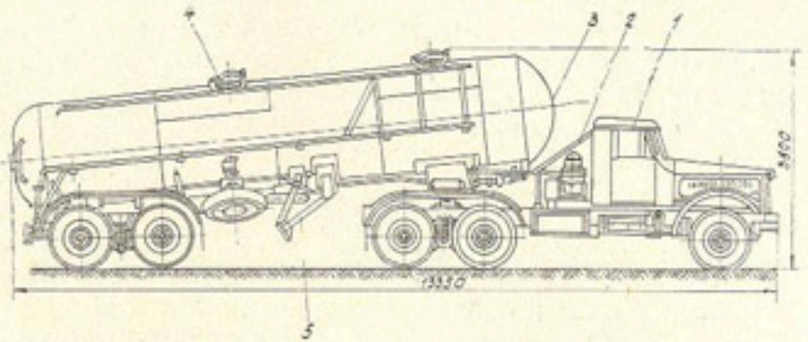


Рис. 52. Машина доставочная с аэропневматической разгрузкой:
1 — тягач; *2* — компрессор; *3* — цистерна; *4* — люк; *5* — опорные стойки

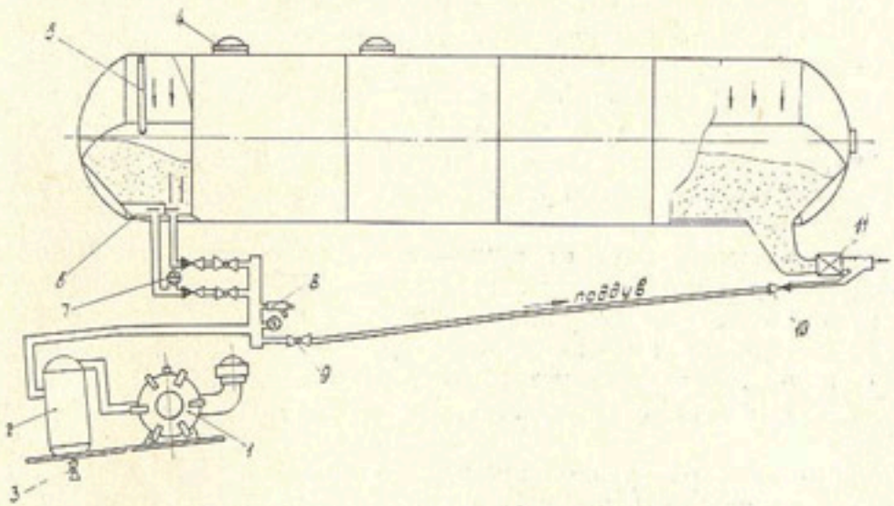


Рис. 53. Схема аэропневматической цистерны:
1 — ротационный компрессор; *2* — масловлагоотделитель; *3* — кран; *4* — люк; *5* — уравнительная труба; *6* — аэролоток; *7* — манометр; *8* — предохранительный клапан; *9* — муфтовый кран; *10* — обратный клапан; *11* — разгрузочное устройство

Цистерна имеет две опоры: переднюю — седельное сцепное устройство и заднюю — ходовую тележку от полуприцепа ЧПЗАП.

Отцепленная от тягача цистерна опирается на опорные стойки. Для загрузки и внутреннего осмотра цистерна имеет два

загрузочных люка. Внутри цистерны (рис. 53) установлены два аэролотка шириной 150 мм каждый, которые служат для аэрации и перемещения аммиачной селитры к разгрузочному устройству.

Разгрузочное устройство снабжено отводом для дополнительного поддува воздуха и шаровым наконечником для подсоединения разгрузочного шланга с быстросъемными замками.

Для выравнивания давления внутри цистерны и в подоткосном пространстве установлена уравнительная труба. Воздух, необходимый для разгрузки аммиачной селитры, подается от ротационного компрессора РК-6/1, установленного на тягаче, привод компрессора осуществляется от коробки отбора мощности через раздаточную коробку, карданный вал и вал привода с клиноременной передачей. На раме компрессора устанавливается масловлагоотделитель с краном.

Шланг от масловлагоотделителя подсоединяется к воздуховоду, расположенному на цистерне. На коллекторе воздуховодов цистерны установлены предохранительный клапан и манометр. На оба воздуховода от коллектора к аэролоткам устанавливаются муфтовые краны и обратные клапаны.

Для хранения разгрузочных шлангов в транспортном положении служат два ящика, укрепленные с левой стороны цистерны. Опорные стойки и запасные колеса поднимаются в транспортное положение поворотными лебедками. Тормоза — колодочные, автомобильного типа. Привод тормозов — пневматический, от педали тормоза из кабины тягача.

Загрузка аммиачной селитры осуществляется через верхние люки. Доставка АС ведется при герметически закрытой цистерне. Разгрузка аммиачной селитры в бункер машины для механизированной укладки зарядов ВВ по разгрузочному шлангу — аэропневматическая.

Подаваемый воздух от компрессора в аэролоток цистерны, проходя через его пористые перегородки, аэрирует аммиачную селитру и создает избыточное давление в цистерне.

Аэрированная аммиачная селитра течет в сторону уклона лотка к разгрузочному устройству, откуда давлением аммиачная селитра транспортируется по разгрузочному шлангу в бункер.

Управление разгрузкой производит водитель. В его функции входит подсоединить шланг к коллектору воздуховода, открыть кран на поддув и включить коробку отбора мощности, включая компрессор.

Техническая характеристика доставочной машины

Грузоподъемность, т	22
Дальность транспортировки АС при разгрузке, м	50
В том числе по вертикали, м	25
Диаметр загрузочного люка, мм	400
Максимальное рабочее давление в цистерне, кгс/см²	1,5
Ходовая часть	КрАЗ-258 узлы и детали 4МЗАП
Габаритные размеры, мм:	
длина	13350
ширина	2630
высота	3800
Масса цистерны-полуприцепа без груза, кг	7850

Установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ

Установка включает:

а) агрегат силовой, предназначенный для снабжения электро- и гидроэнергией всех механизмов установки;

б) и непосредственно машину для механизированной закладки зарядов ВВ.

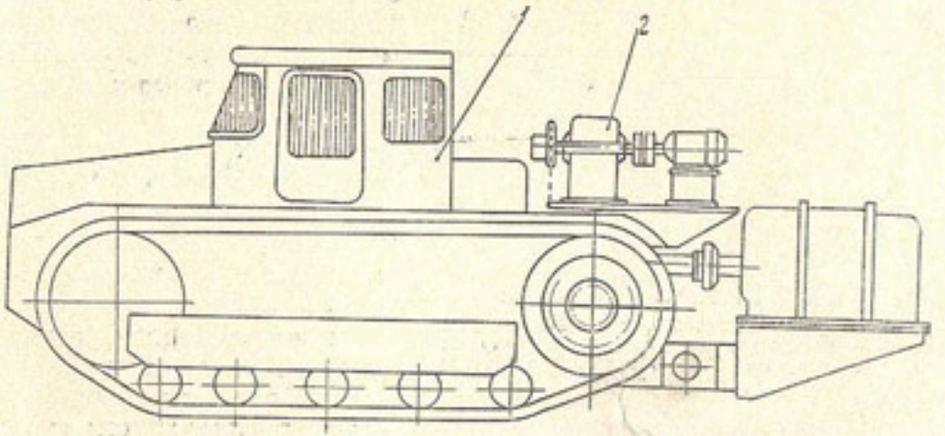


Рис. 54. Агрегат силовой:
1 — трактор ДЭТ-250М; *2* — ходоуменьшитель

Агрегат силовой. Агрегат (рис. 54) создан на базе трактора ДЭТ-250М, на который установлен ходоуменьшитель, состоящий из электродвигателя ДП-31, редуктора Ц2-500, тихоходный вал которого муфтой соединен со звездочкой. Последняя цепью соединена со звездочкой пневмомуфты, установленной на валу электродвигателя трактора, и зубчатой муфтой с коничкой главного редуктора трактора. Ходоуменьшитель позволил снизить скорость до 50 м/час.

Для обеспечения раздельного управления копающим органом и двигателем рабочего хода трактора установлен дополнительный генератор постоянного тока ПШ ДОП, приводимый от вала отбора мощности трактора через электромагнитную муфту

ЭТМ-16-529, ЭТМ-618-66. Управление электромагнитной муфтой выведено в кабину водителя.

Агрегат силовой может работать в трех режимах:

а) режим буксировщика — при переброске машины для механизированной закладки линейных зарядов;

б) рабочий режим, когда агрегат силовой тянет машину для механизированной закладки зарядов ВВ во время отрывания траншеи и закладки зарядов, при этом агрегат силовой снабжает электро- и гидроэнергией все механизмы последней;

в) отключив дополнительный генератор и ходоуменьшитель, агрегат силовой можно использовать как бульдозер для планировки трассы (т. к. он имеет навесное оборудование).

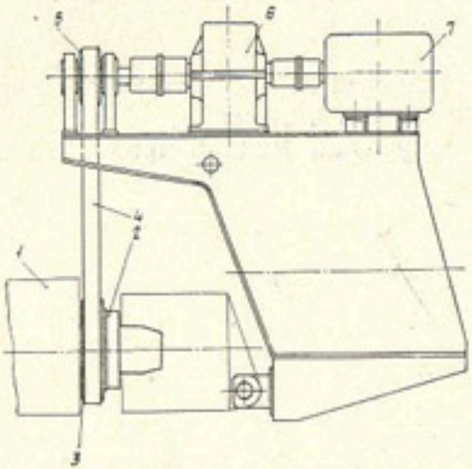


Рис. 55. Ходоуменьшитель:
1 — электродвигатель; *2* — пневмомуфта; *3* — звездочка; *4* — цепь; *5* — звездочка; *6* — редуктор; *7* — электродвигатель рабочего хода

Конструктивно (рис. 55) введение дополнительных кинематических звеньев в трансмиссию трактора (для уменьшения скорости рабочего хода силового агрегата) выполнено следующим образом: на вал электродвигателя установлена пневмомуфта со звездочкой. Последняя посредством цепи кинематически связана со звездочкой, установленной на раме силового агрегата. Звездочка при помощи муфты соединена с тихоходным валом редуктора, быстроходный вал которого соединен с электродвигателем рабочего хода, установленным на раме трактора.

Работа ходоуменьшителя заключается в следующем: включают электродвигатель рабочего хода, а затем полумуфту, при этом вращение от электродвигателя рабочего хода передается на редуктор и далее на звездочку, цепь, звездочку пневмомуфты и через зубчатую муфту на коническую шестерню главного редуктора трактора.

При использовании транспортного хода трактора вращение на коническую шестерню главного редуктора передается от двигателя через зубчатую муфту. Пневмомуфта и электродвигатель рабочего хода отключены.

Машина для механизированной укладки зарядов ВВ (рис. 56) предназначена для механизированной укладки удлиненных зарядов ВВ в грунты.

Машина выполнена в виде прицепа на пневматическом ходу к трактору ДЭТ-250. На прицепе смонтировано все технологи-

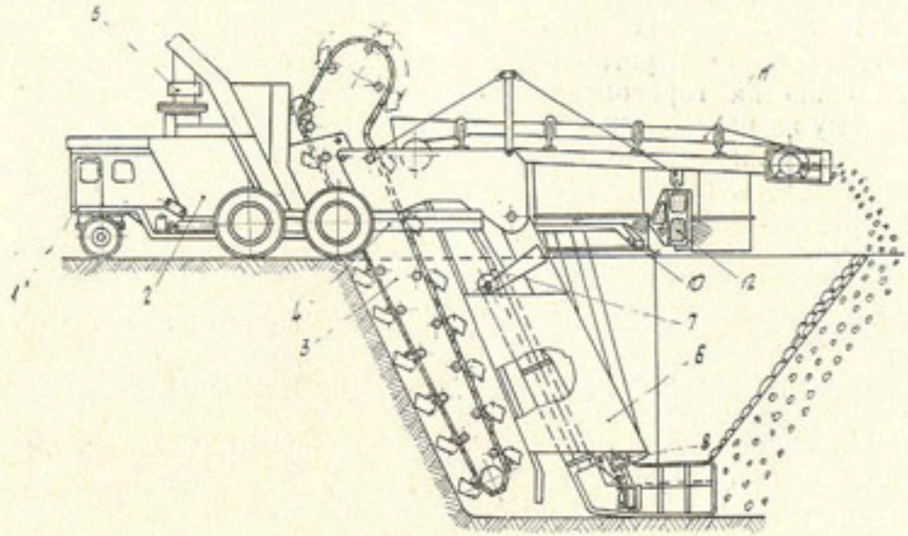


Рис. 56. Машина для механизированной укладки зарядов ВВ:
1 — тележка ходовая; *2* — бункер; *3* — копающий орган; *4* — горизонтальный винтовой конвейер; *5* — вертикальный винтовой конвейер; *6* — камера обслуживания; *7* — заряжающая труба; *8* — транспортер подачи инициирующих боевиков; *9* — механизм заворачивания заряда в пленку; *10* — механизм автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность; *11* — транспортер забойки траншеи; *12* — кабина оператора-взрывника

ческое оборудование, предназначенное для выполнения следующих операций: отрывания траншеи глубиной до 8 м, приготовления игданита, подачи его в траншею в виде непрерывного линейного заряда с последующей изоляцией эластичной пленкой, механизированной укладки инициирующих боевиков (50 кг аммонита), автоматического выведения детонирующего шнура (ДШ-А) с траншеи на поверхность и механизированной забойки уложенного заряда.

Техническая производительность рабочего органа машины за 1 час непрерывной работы в грунте данной категории, выраженной в плотном теле, может быть определена по формуле:

$$П_т = П_о \frac{К_н}{К_р}, \text{ м}^3/\text{час}.$$

где: $К_н$ — коэффициент заполнения экскавационных емкостей, зависящий от характера грунта, толщины срезаемой стружки, длины и формы забоя;

$К_р$ — коэффициент разрыхления грунта в процессе разработки;

$П_о$ — теоретическая производительность траншейных экскаваторов с ковшовыми рабочими органами

$$П_о = \frac{3{,}6 \cdot V_ц q_к}{T_к}, \text{ м}^3/\text{час.},$$

где $V_ц$ — скорость движения ковшовой цепи, м/сек.;

$T_к$ — шаг ковшей, м;

$q_к$ — емкость ковша, л.

При движении установка преодолевает сопротивление передвижению на горизонтальном участке трассы, сопротивление подъему на наклонных участках и составляющую сопротивления копанию, параллельную направлению движения.

Мощность, необходимая на передвижение установки с рабочей скоростью, может быть определена по формуле:

$$N_{пер.} = \frac{W_к + W_{пер.} + W_п.}{270\,000 \cdot \eta_х} \cdot V_{р.х.}, \text{ л. с.},$$

где $W_к$ — горизонтальная составляющая сопротивления копанию рабочего органа, кг;

$W_{пер.}$ — сопротивление передвижению на горизонтальном участке, кг;

$W_п.$ — сопротивление подъему на наклонных участках, кг;

$V_{р.х.}$ — рабочая скорость передвижения установки, м/час;

$\eta_х$ — к. п. д. всех передач, включая и к. п. д. движителя.

Горизонтальная составляющая сопротивления копанию рабочего органа может быть определена по формуле:

$$W_к = \frac{K_1 \cdot П_т \cos\beta}{3600 \cdot V_ц}, \text{ кг},$$

где K_1 — удельное сопротивление копанию, кг/м²;

β — угол наклона траектории движения ковша, град.

Угол наклона траектории движения ковша может быть определен по формуле:

$$tg\beta = \frac{V_ц \cdot \sin\alpha}{V_ц \cdot \cos\alpha + V_{р.х.}},$$

где α — угол наклона ковшовой рамы, град.

Сопротивление передвижению на горизонтальном участке может быть определено по формуле:

$$W_{пер.} = \left/ G + \frac{K_1 \cdot П_т \cdot \sin\beta}{3600 \cdot V_ц} \right/ \cdot f'_2 + G_2 f''_2, \text{ кг},$$

где G_1 — вес машины, кг;

G_2 — вес тягача, кг;

f'_2 — коэффициент сопротивления передвижению колесного хода;

f''_2 — коэффициент сопротивления передвижению гусеничного хода;

Сопротивление подъему на наклонных участках может быть определено по формуле:

$$W_п = G \cdot \sin\varphi, \text{ кг},$$

где $G = G_1 + G_2$ — вес установки, кг;

φ — наибольший угол наклона машины на подъеме, град.

Конструктивно машина (рис. 56) состоит из следующих основных узлов: тележки ходовой, бункера аммиачной селитры,

копающего органа, винтового горизонтального конвейера подачи и смешивания аммиачной селитры с дизельным топливом; винтового вертикального конвейера для перегрузки аммиачной селитры из доставочной машины в бункер; камеры обслуживания с заряжающей трубой; транспортера подачи инициирующих боевиков; механизма заворачивания заряда в пленку; механизма автоматического выведения детонирующего шнура с траншеи на поверхность; транспортера забойки траншеи с кабиной оператора-взрывника.

Тележка ходовая представляет собой платформу рамной несущей конструкции. Восемь пневмоколес от автомобиля БелАЗ закреплены на четырех осях балансирной подвески. Управление ходовой частью осуществляется передней поворотной тележкой, выполненной на пневмоколесах от автомобиля КрАЗ. Для лучшей проходимости передние колеса подрессорены. Поворотная тележка с платформой соединена посредством шкворня, вокруг которого происходит поворот тележки. К оси тележки присоединено дышло, которым машина для механизированной закладки линейных зарядов присоединяется к силовому агрегату.

Грузоподъемность тележки 80 т, скорость перемещения не более 15 км/час, ход пневмоколесный.

Бункер представляет собой емкость, внутренняя поверхность которого облицована диафрагмами из специальной токопроводящей резины, наружные стенки снабжены ребрами жесткости. В нижней части имеется отверстие для подсоединения горизонтального винтового конвейера. На крыше бункера предусмотрен люк для осмотра и вентиляционный патрубок со сменным тканевым фильтром. Бункер имеет патрубок для подсоединения вертикального винтового перегрузочного конвейера.

Для управления диафрагмами имеется пневмосистема с нагнетателем воздуха и регулировочно-предохранительной арматурой. Пневмосистема (рис. 57) бункера предназначена для подачи аммиачной селитры к винтовому конвейеру. Работа пневмосистемы осуществляется следующим образом: сжатый

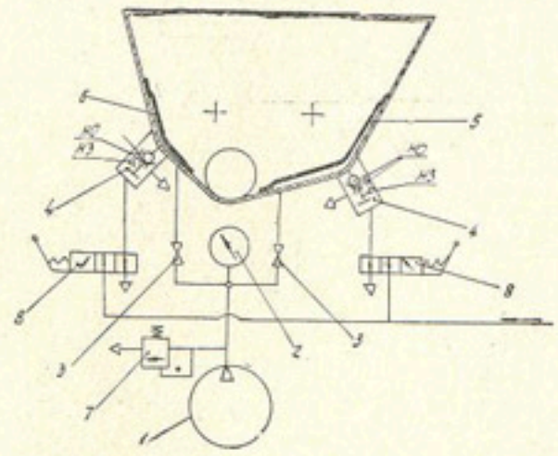


Рис. 57. Схема пневмосистемы бункера:

1 — нагнетатель; *2* — манометр; *3* — кран; *4* — обратный клапан; *5* — полость между диафрагмой и стенкой бункера; *6* — диафрагма; *7* — предохранительный клапан; *8* — краи управления

воздух под давлением 0,2—0,4 кгс/см² от нагнетателя через открытый кран поступает в коллектор, а затем в полость между диафрагмой и стенками бункера. Диафрагма, поднимаясь, воздействует на аммиачную селитру и перемещает ее в стороны разгрузочного горизонтального винтового конвейера, который по пути транспортирования обеспечивает смешивание аммиачной селитры с дизельным топливом и подает готовое ВВ через заряжающую трубу в траншею. Поднимаясь, диафрагма увлекает за собой капроновый шнур. Когда диафрагма достигает заданной высоты, шнур откроет обратный клапан, через который сжатый воздух уходит в атмосферу.

При работающем нагнетателе устанавливается равенство расходов воздуха, подаваемого к рабочему органу и уходящему в атмосферу через обратный клапан. Когда диафрагма достигает заданного положения, обратный клапан замыкает контакты микропереключателя, загорается лампочка на шкале приборов у оператора-взрывника, и оператор отключает нагнетатель.

При выключении нагнетателя воздух из-под диафрагмы уходит в атмосферу до момента закрытия обратного клапана. Для полного удаления воздуха из-под диафрагмы включают кран управления, и сжатый воздух от рессивера поступает в мембранную полость клапана, открывая его. Диафрагма опускается под собственным весом, вытесняя воздух в атмосферу. Затем кран закрывают. В случае превышения давления воздуха в системе выше 0,4 кгс/см² срабатывает предохранительный клапан. Давление в системе контролируется по манометру.

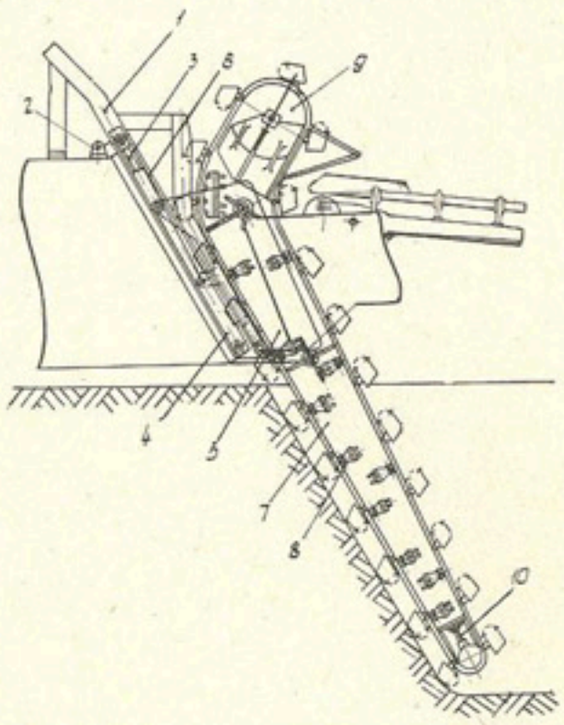


Рис. 58. Копающий орган:

1 — рама; *2* — кронштейн крепления тросов; *3* — гидроцилиндр подъема; *4* — подвижная каретка; *5* — подвижная рама; *6* — трос; *7* — рама ковшовой цепи; *8* — ролики; *9* — привод цепи; *10* — натяжное устройство

Копающий орган (рис. 58) предназначен для непрерывного отрывания траншеи глубиной от 3 до 8 м, шириной до 1,1 м в грунтах до IV категории сложности разработки. Он состоит из неподвижной рамы, представляющей собой две пары направляющих, кронштейна крепления тросов, гидроцилиндра подъема, шток которого закреплен на подвижной каретке, а корпус, при помощи шаровой пяты и кронштейна закреплен к бункеру. Каретка при помощи 4 колес установлена в направляющих неподвижной рамы.

В направляющих каретки установлена на одной паре колес подвижная рама, второй парой колес опирающаяся на направляющие неподвижной рамы. Два троса одним концом закрепленные на кронштейне, огибают блоки, установленные на штоке гидроцилиндра, и другим концом крепятся к подвижной раме. К щекам подвижной рамы крепится рама ковшовой цепи, с роликами, приводом цепи и натяжным устройством.

Конструктивно копающий элемент (рис. 59) выполнен из

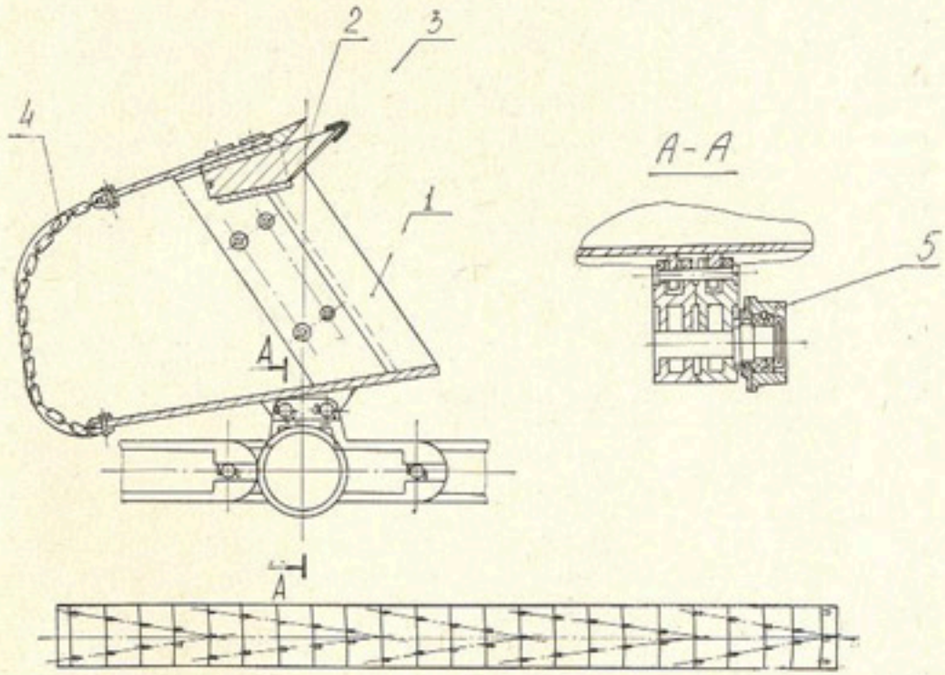


Рис. 59. Ковш и схема расположения зубьев

1 — ковш; *2* — зуб; *3* — твердосплавная наплавка; *4* — цепь

двух специальных сдвоенных цепей, на которых закреплены ковши. Ковш копающего органа представляет жесткую сварную конструкцию со сменными зубьями, расположенными в определенной закономерности. Режущая часть сменных зубьев снабжена твердосплавной наплавкой (ВК6, ВК8, и др.).

Для обеспечения надежной разгрузки влажного грунта стен-

ка, на которой установлен режущий инструмент, и дно ковша выполнены из цепей.

Наличие в конструкции копающего органа гидроцилиндра, подвижной рамы и каретки позволяет регулировать глубину копания от 3 до 8 м, а также выводить копающий орган из траншеи при подготовке машины к транспортировке.

Подвижная рама и каретка, кинематически связанные с гидроцилиндром, посредством блоков и тросов позволяют при ходе поршня в 2950 мм перемещать копающий орган на 5,8 м вверх при наклоне 60° и дополнительно еще на метр при изменении наклона до 53°.

На копающем органе применена центробежная разгрузка ковшей, обеспечивающаяся поворотом последних вокруг мотор-барабана. Опорожненные ковши, поворачиваясь вокруг приводного барабана, отклоняются с помощью криволинейных направляющих, в которые заходят ролики, закрепленные на наружных сторонах ковшовых цепей. Это упростило привод копающего органа и конструкцию забоечного транспортера.

Привод ковшовой цепи осуществляется мотор-барабаном, который состоит из барабана, внутри которого установлен электромотор и планетарный редуктор, находящийся в кинематической связи с барабаном.

На наружной поверхности мотор-барабана установлены приводные звездочки.

Работа копающего органа заключается в следующем: включается электродвигатель мотор-барабана; вращение электродвигателя передается через планетарный редуктор на барабан и через звездочки на цепи, которые перемещают ковши со скоростью, зависимой от крепости грунта. Толщина снимаемой стружки регулируется (напором) ходом машины. Уменьшение нагрузки на копающем органе вызывает повышение скорости рабочего хода машины (напора), а следовательно увеличение толщины стружки, с увеличением нагрузки (при повышении твердости разрабатываемых грунтов) уменьшается скорость рабочего хода, а следовательно, уменьшается толщина стружки.

Расставленные в определенной закономерности зубья на ковшах (рис. 59) позволяют разрабатывать грунты высокой прочности.

Заполненные грунтом ковши из забоя поднимаются вверх, поворачиваясь вокруг мотор-барабана, разгружаются центробежной силой в приемник забоечного конвейера, а затем ролики, установленные на цепях, заходят в криволинейные направляющие, отклоняют ковши от забоечного конвейера и снова возвращаются в забой.

При необходимости изменять глубину копания, копающий орган с помощью гидроцилиндра поднимается на необходимую высоту и фиксируется пальцем.

При переводе копающего органа из рабочего положения в

транспортное, включают гидроцилиндр и поднимают рабочий орган до тех пор, пока нижний конец поднимется над поверхностью земли примерно на 0,5 м. В таком положении копающий орган фиксируется механическим способом — машина для механизированной укладки зарядов ВВ готова для транспортировки (по степным дорогам без ограничения габаритов).

Транспортер винтовой для подачи и смешивания аммиачной селитры и дизельного топлива (рис. 60). Транспортер винтовой состоит из свар-

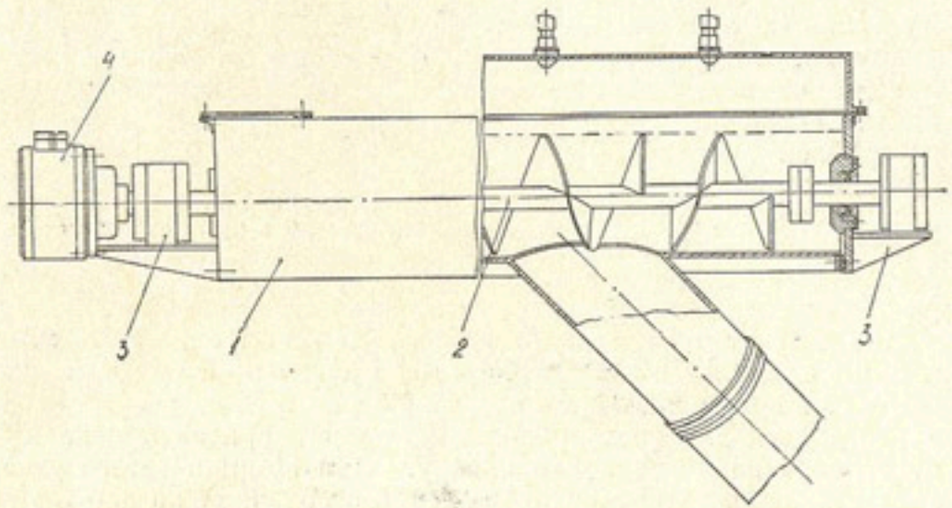


Рис. 60. Транспортер винтовой для подачи и смешивания аммиачной селитры и дизельного топлива:
1 — короб; *2* — винт; *3* — подшипниковый узел; *4* — гидропривод

ного алюминиевого короба, внутри которого вращается сварной винт, изготовленный из нержавеющей стали. Винт выполнен из трех частей, что позволяет производить его демонтаж без разборки подшипниковых узлов.

Подшипниковые узлы вынесены за корпус, чем исключается попадание аммиачной селитры в подшипники. Привод винта осуществляется от гидропривода ВЛГ-400А, который позволяет плавно регулировать число оборотов винта, а значит, достигается плавная регулировка производительности, что очень важно для дозировки взрывчатых веществ.

Защита транспортера от перегрузки осуществляется настройкой предохранительного клапана на необходимый момент, установленного в магистрали масла, идущей к гидроцилиндру.

Транспортер винтовой для загрузки аммиачной селитры в бункер машины. Транспортер (рис. 61) предназначен для перегрузки аммиачной селитры

из машины доставочной в бункер машины для механизированной закладки линейных зарядов.

Транспортер состоит из сварного алюминиевого корпуса, с приемником, внутри которого вращается винт на выносных подшипниках. Привод винта осуществляется от гидродвигателя МР-0,63/10. Защита от перегрузки винта осуществляется настройкой предохранительного клапана на определенный момент установленного в магистрали масла, идущего к гидромотору.

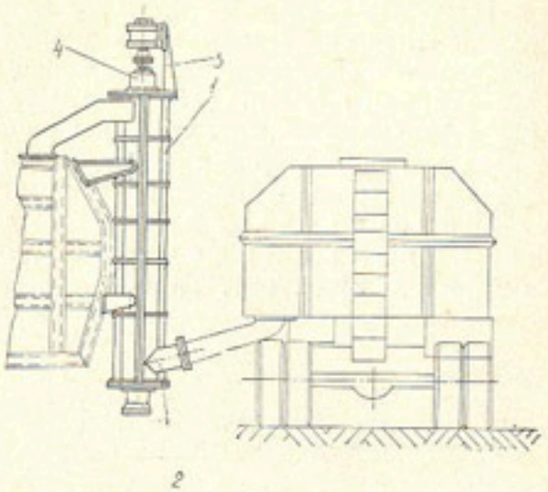


Рис. 61. Транспортер винтовой для загрузки аммиачной селитры в бункер машины:
1 — корпус; *2* — приемник; *3* — винт; *4* — подшипниковый узел

Камера обслуживания с транспортером подачи инициирующих боевиков и механизмом заворачивания заряда в пленку. Узел предназначен для обслуживания копающего органа и механизма заворачивания заряда в пленку. При помощи этого узла обеспечивается разворачивание пленки и подача ее на дно траншеи, подача взрывчатого вещества в развернутую пленку, заворачивание заряда в пленку, подача и укладка инициирующих боевиков с необходимым шагом.

Конструктивно весь узел смонтирован в виде камеры обслуживания (рис. 62), состоящей из двух каркасных боковин, обшитых нержавеющей листовой сталью. Боковины со стороны копающего органа расперты прутками с шагом 250—300 мм, образуя лестницу для спуска человека на дно траншеи (боковины защищают человека от обвалов стен траншеи) в момент заправки пленки в ролики, с целью осмотра и при необходимости ремонта. На противоположной от лестницы стенке смонтирован ленточный транспортер подачи инициирующих боевиков, снабженный упорными полками, предотвращающими произвольное перемещение инициирующих зарядов. Транспортер закрыт кожухом с центральным продольным отверстием, шириной 100 мм для прохода детонирующего шнура. На конце транспортера закреплены заворачивающие ролики. Внутри камеры обслуживания проходит заряжающая труба, на которой закреплены расправляющие дуги. На конце трубы шарнирно закреплена формующая головка. Для прижатия пленки к бокови-

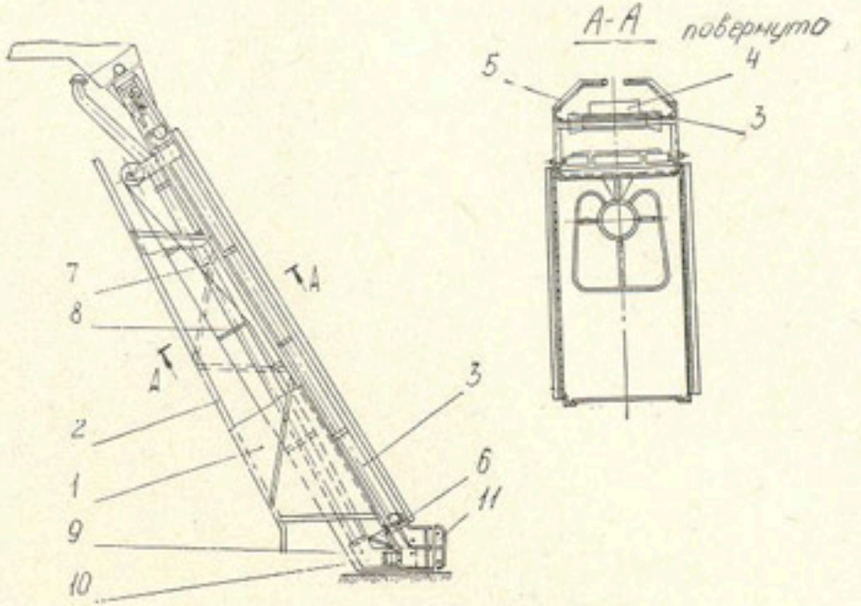


Рис. 62. Камера обслуживания с транспортером подачи инициирующих боевиков и механизмов заворачивания заряда в пленку:
1 — боковина; *2* — лестница; *3* — транспортер подачи инициирующих боевиков; *4* — упорная полка; *5* — кожух; *6* — заворачивающие ролики; *7* — заряжающая труба; *8* — расправляющая дуга; *9* — формующая головка; *10* — подпружиненные ролики; *11* — предохранительный конус

винам формующей головки предусмотрены подпружиненные ролики, закрепленные на предохранительном конусе, последний установлен на конце камеры обслуживания и предназначен для предохранения инициирующих боевиков от ударов больших кусков грунта.

Привод транспортера инициирующих боевиков осуществляется от гидромотора и управляется оператором из кабины оператора-взрывника.

Защита транспортера от перегрузки осуществляется настройкой предохранительного клапана на определенный момент, выше которого масло по запасной линии возвращается в бак, гидродвигатель отключается, так как клапан устанавливается на нагнетательном трубопроводе, идущем к гидродвигателю.

Вся металлоконструкция крепится к каретке копающего органа при помощи пальцев, которые позволяют легко и быстро монтировать и демонтировать узел.

Механизм автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность грунта. Механизм служит для синхронного передвижения бобин с детонирующим шнуром совместно с инициирующим боевиком, разматывания детонирующего шнура и автоматического выведения бобины с детонирующим шнуром в сторону от траншеи на рас-

стояние 1,5—2,5 м. Конструктивно (рис. 63) он состоит из редуктора, на валу его закреплены две звездочки, одна из которых находится в зацеплении с цепью цепного транспортера, другая с цепью синхронизирующего узла и далее со второй цепью цепного транспортера. Цепи транспортера снабжены

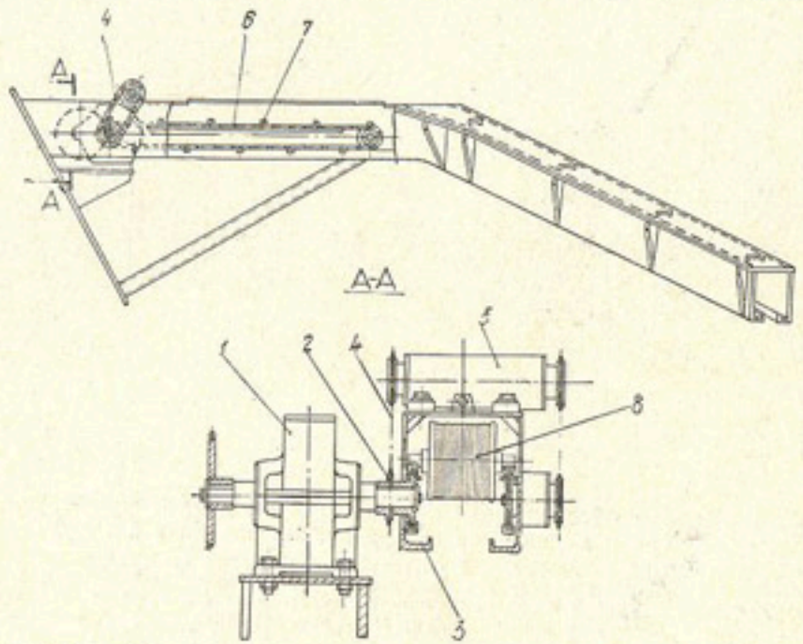


Рис. 63. Механизм автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность грунта:

1 — редуктор; *2* — звездочки; *3* — цепь транспортера; *4* — цепь; *5* — синхронизирующий узел; *6* — цепь транспортера; *7* — ложемент; *8* — бобина с детонирующим узлом

ложементами, на которые устанавливаются бобины с детонирующим шнуром.

Опоры цепного транспортера устанавливаются на транспортере инициирующих боевиков так, чтобы детонирующий шнур с бобинами попадал в продольный паз транспортера инициирующих боевиков.

Привод редуктора транспортера осуществляется цепной передачей от гидробарабана транспортера инициирующих боевиков.

Транспортер забойки траншеи предназначен для транспортирования земли в траншею от места разгрузки ковшей.

Конструктивно транспортер (рис. 64) состоит из сварной трубчатой рамы, приемного и приводного барабанов, поддерживающих роликов. Натяжение ленты осуществляется приводным барабаном. Привод осуществляется гидромотором. Транспортер подвешен к каретке копающего органа и поднимается совместно

с ним при изменении глубины копания. Винтовая система подвеса совместно с винтовым механизмом позволяет выдерживать одинаковое расстояние от поверхности земли при изменении глубины копания, что обеспечивает стабильность забойки траншеи.

Кабина оператора-взрывника представляет собой двухдверную сварную конструкцию. Передняя часть, боковые стенки и дно кабины застеклены армированным стеклом. К нижней части кабины приварены ступеньки, выходящие за пределы траншеи, это позволяет заходить в кабину, не приближаясь к траншее. Кабина шарнирно подвешена к транспортеру забойки траншеи (рис. 64) и предназначена для постоянного местонахождения оператора-взрывника во время закладки зарядов.

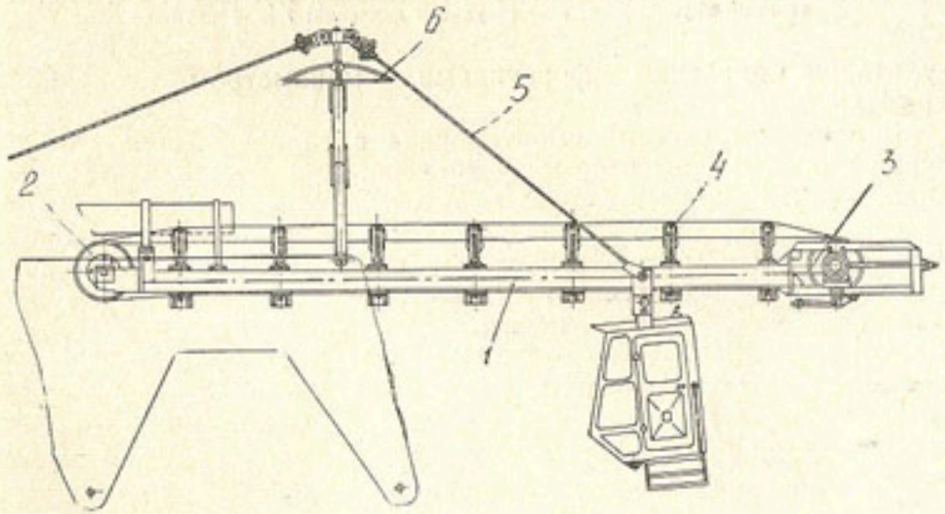


Рис. 64. Транспортер забойки траншеи:

1 — рама; *2* — приемный барабан; *3* — приводной барабан; *4* — поддерживающие ролики; *5* — система подвеса; *6* — винтовой механизм

Хорошая обзорность позволяет вести постоянное наблюдение за процессом укладки зарядов и боевиков на дно траншеи, оперативно управлять машиной и каждым механизмом. Удобный пульт управления, телефонная связь, комфортабельное вращающееся кресло, хорошая шумо- и теплоизоляция кабины, эффективное отопление и вентиляция создают благоприятные условия работы в любое время года.

Система подачи жидкого компонента ВВ, технологического дизельного топлива (рис. 65), состоит из бака с основным и запасным отсеками. На баке установлен насос с гидроприводом. К насосу присоединен всасывающий трубопровод с запорной арматурой и нагнетательный трубопровод с ре-

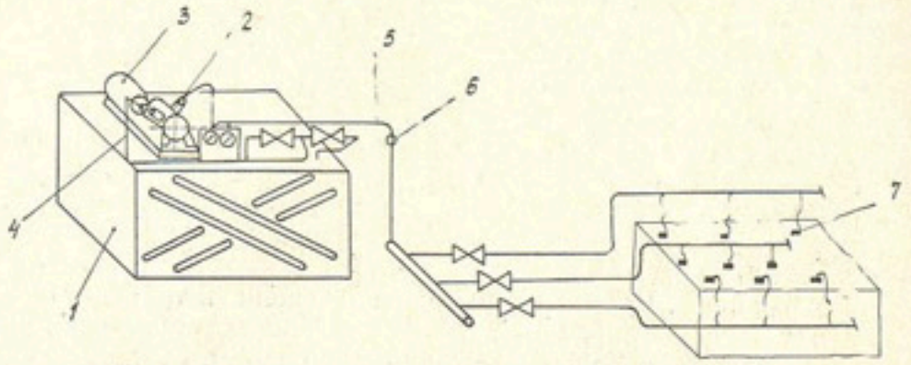


Рис. 65. Схема системы подачи жидкого компонента ВВ:
1 — бак; *2* — насос; *3* — гидропривод; *4* — всасывающий трубопровод; *5* — нагнетательный трубопровод; *6* — регулятор давления; *7* — форсунки

гулятором давления, форсунками, манометром, запорной арматурой.

В основном система смонтирована в салоне машины, форсунки вмонтированы в крышку транспортера для подачи аммиачной селитры и смешивания ее с дизельным топливом.

Система подачи технологического топлива служит для подачи и впрыскивания дизельного топлива в распыленном состоянии в движущуюся аммиачную селитру.

Работа системы заключается в следующем: включается гидродвигатель, насос всасывает дизельное топливо из бака (из основного или запасного отсека в зависимости от того, какой вентиль открыт), по нагнетательному трубопроводу подает к форсункам, при этом давление в нагнетательном трубопроводе регулируется регулятором давления, в зависимости от требуемого расхода (рис. 66). Избыточное количество дизельного топлива, пройдя через регулятор давления, возвращается в бак по байпасному трубопроводу.

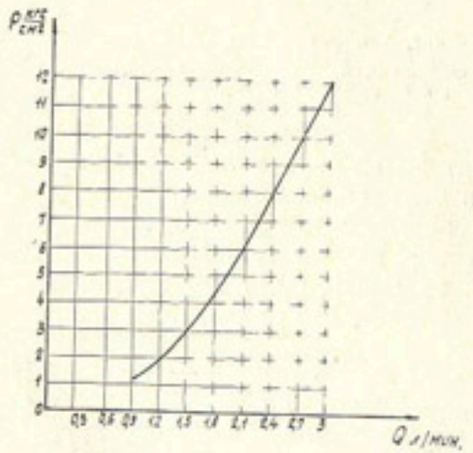


Рис. 66. График расхода жидкого компонента ВВ через отверстия форсунок в зависимости от давления

Давление в системе контролируется по манометру. Управление — из кабины оператора-взрывника.

Дизельное топливо под давлением попадает в корпус форсунки (рис. 67), проходит по пазам завихрителя, попадает под него и по криволинейным радиальным каналам двигается к конусу, расположенному в центре.

Ось конуса совпадает с осью выходного отверстия корпуса форсунки.

Так как радиальные каналы имеют криволинейную форму, то поток, двигаясь к центру, закручивается вокруг конуса и выходит из отверстия вихрем, образуя туманообразное облако, которое поглощается аммиачной селитрой.

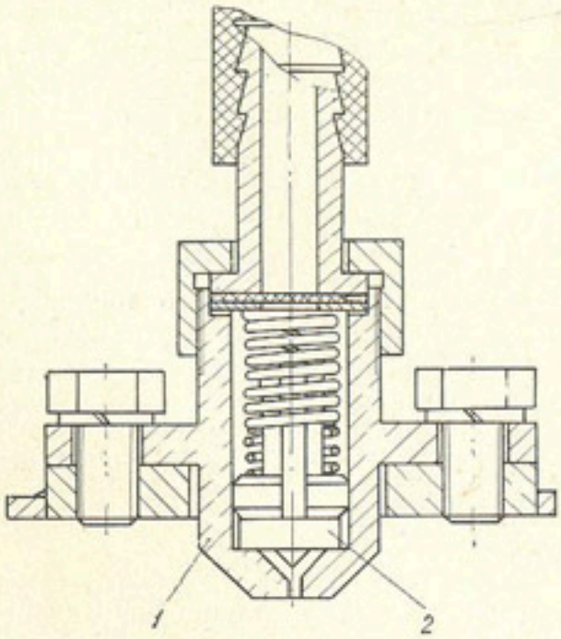


Рис. 67. Форсунка:
1 — корпус; *2* — завихритель

Организация работ при использовании комплексно-механизированной технологии

Эффективное использование комплекта машин для механизированной закладки линейных зарядов зависит от четкой организации выполняемых работ и мероприятий по технике безопасности, от квалификации эксплуатационного персонала, от глубоких знаний возможности техники, особенности ее эксплуатации, ремонта и т. д., а также от тщательного исследования трассы будущего канала.

На основании геодезических, научно-технологических и практических изысканий почв и условий строительства гидросооружений с использованием комплекта машин для механизированной закладки линейных зарядов, составляется карта трассы, где указывается: глубина, шаг укладки инициирующих боевиков, расход ВВ (игданита) на погонный метр, место переброски комплекта машин и плановая дата исполнения, номер документа, мероприятия по переброске (порядок разборки, кто, когда и куда транспортирует, вид транспорта, ответственный за исполнение и т. д.).

Трасса разбивается на участки, с указанием планового времени для разработки этого участка трассы. Каждый участок разбивается на зоны, последняя определяется длиной укладки

заряда. Зона, на которой ведется закладка зарядов ВВ, является запретной зоной. По границам этой зоны выставляется охранение в соответствии с существующими требованиями.

Трасса в запретной зоне трассируется вехами (флажками), шаг которых соответствует шагу укладки инициирующих боевиков (для ориентировки при выкладке инициирующих боевиков).

На карте и на местности трассируются пути подвоза аммиачной селитры, дизельного топлива, инициирующих боевиков и др. Подъездные пути к установке для механизированной закладки линейных зарядов должны располагаться в противоположной стороне от выкладки детонирующего шнура, чтобы избежать случайных наездов на него при маневрах.

Приказом утверждается круг лиц, имеющих право работать на комплекте машин для механизированной закладки линейных зарядов, а также контролирующие лица, с указанием времени их посещения.

Приказом устанавливаются сигналы, которые оператор-взрывник подает своим подчиненным в процессе работы.

Оператор-взрывник — старший на комплекте, его указания выполняются беспрекословно. Если закладка зарядов ведется в нескольких зонах, то они должны быть удалены на безопасное расстояние друг от друга. Пропуска разных зон должны быть разного цвета с указанием времени действия последнего. В зону допускаются лица, имеющие пропуск этой зоны.

В зоне должно быть отведено место для курения, должны указываться пути прохода обслуживающего и контролирующего личного состава.

Обслуживающий персонал должен четко знать порядок запуска и остановки всех агрегатов комплекта. При приведении установки в рабочее положение технологические операции выполняются в следующей последовательности: опускается копающий орган, включается привод копающего органа и он закапывается до небольшой глубины, поднимается копающий орган на небольшую высоту (1,—1,5 м), заправляется пленка в заворачивающие ролики, выводится за формующую головку и завязывается, опускается копающий орган на дно траншеи, закрепляется пленка ко дну траншеи (например, деревянным колышком), загружается аммиачная селитра в бункер машины для механизированной закладки линейных зарядов, заправляется топливный бак технологическим дизельным топливом, инициирующие боевики закладываются в транспортер подачи последних, а бобины с детонирующим шнуром — в транспортер для автоматического выведения детонирующего шнура на поверхность, включаются генератор, питающий двигатель копающего органа, двигатель хода, подача дизельного (технологического) топлива, транспортер подачи и смешения аммиачной селитры с дизельным топливом.

Работа должна длиться до полной выработки инициирующих боевиков.

Окончание работы установки осуществляется в следующей последовательности: проверяется, нет ли инициирующего боевика в транспортере, выключаются транспортер подачи и смешения аммиачной селитры, подача технологического топлива, когда заложенный заряд будет полностью забит; выключаются двигатель хода, когда ковши разгрузятся, копающий орган, транспортер забойки, включается гидроцилиндр подъема копающего органа и приводится в транспортное положение, отключается ходоуменьшитель, установка для механизированной закладки зарядов отводится на безопасное расстояние, монтируется взрывная сеть.

Доставка аммиачной селитры к комплексу машин для механизированной закладки линейных зарядов осуществляется спецмашиной грузоподъемностью 10 т. Доставка дизельного топлива осуществляется топливозаправщиками, серийно выпускаемыми промышленностью.

Если в процессе закладки заряда произошла поломка копающего органа, требующая большого ремонта или ремонта с применением открытого огня (газо-, электросварки), то машину необходимо освободить от инициирующих боевиков и аммиачной селитры.

Разгрузка инициирующих боевиков ведется путем включения транспортера с последними на обратный ход. Боевики вынимаются через загрузочный люк, шнур наматывают на бобину. Инициирующие боевики с детонирующим шнуром помещают в безопасное место, указанное оператором-взрывником (оно должно быть так же отмечено на карте). Затем машину приводят в транспортное положение, аммиачную селитру разгружают, бак тщательно продувают сжатым воздухом. Установка отводится на безопасное место и производится ремонт, в работу установка вводится после проведения взрыва заложенного заряда.

Для ремонта винтового питающего конвейера извлекают его из бункера, предварительно перекрыв отверстие загрузочного конвейера жалюзями, расположенными под винтом. Жалюзями предусматривается регулировка подачи селитры в винтовой конвейер. Перед введением винтового конвейера в бункер необходимо тщательно очистить отверстие от аммиачной селитры при помощи воздуха. При любом ремонте установки инициирующие боевики удаляются в безопасное место.

Отвод зарядной машины на безопасное расстояние при проведении взрыва. При производстве работ зарядной машиной, периодически через расстояния, определяемые в соответствии с заданной картой взрыва для данного профиля местности, необходимо проводить взрыв «канала» пройденного участка. При этом зарядная машина дол-

жна отводиться на безопасное расстояние от места взрыва. Расстояние отвода зарядной машины зависит в основном от рельефа местности и направления отвода. В среднем это расстояние может быть 200—600 м.

Подготовка зарядной машины к отводу производится в следующем порядке: останавливается механизм передвижения агрегата силового; прекращается копание, останавливается привод рабочего органа; вынимаются пальцы, стопорящие каретку рабочего органа относительно неподвижной рамы механизма подъема.

Для облегчения вытаскивания пальцев кратковременным нажатием соответствующих кнопок на пульте управления гидроцилиндром механизма подъема снимается «зажим» пальцев в соответствующих отверстиях. Осуществляется подъем рабочего органа и соответственно связанных с ним узлов, при этом крайняя нижняя точка рабочего органа приподнимается над поверхностью почвы на 500 мм. Затем осуществляют фиксацию рабочего органа и выключение привода механизма подъема.

После вышеперечисленных операций зарядная машина готова к отводу на безопасное место, что осуществляется включением привода механизма передвижения силового агрегата.

УКАЗАТЕЛЬ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Акутин Г. К. Приведение выработки в мягких сжимаемых грунтах уплотнением их энергией взрыва. Киев, АН УССР, 1960.
2. Андреев Ю. П. Получение открытых линейно-протяженных выемок в грунтах взрывом горизонтальных удлиненных зарядов выброса.— В кн.: «Использование взрыва в народном хозяйстве», ч. III, Киев, «Наукова думка», 1970.
3. Андреев Ю. П., Губарев А. Г., Золотарев Л. С., Черный Г. И. Строительство ирригационных каналов и котлованов взрывами на выброс. М., «Колос», 1973.
4. Афанасьев Д. В. О влиянии взрыва на водопроницаемость грунтов. «Гидротехническое строительство», № 5, 1949.
5. Афонин В. Г. Взрывные работы в строительстве. Киев, «Будівельник», 1971.
6. Афонин В. Г., Гейман Л. М., Комир В. М. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве. Киев, «Будівельник», 1974.
7. Баум Ф. А., Станюкович К. И., Шехтер Б. И. Физика взрыва. М., Физматгиз, 1960.
8. Беляев Л. Ф., Садовский М. А. О природе фугасного и бризантного действия взрыва.— В кн.: «Физика взрыва», № 1, АН СССР, 1952.
9. Вовк А. А., Черный Г. И., Андреев Ю. П. Взрыв в пористых и дисперсных средах. Сб. ИГТМ, Киев, АН УССР, «Наукова думка», 1969.
10. Вовк А. А., Черный Г. И., Смирнов А. Г. Основы взрывной проходки подземных выработок. Киев, «Наукова думка», 1966.
11. Вовк А. А., Черный Г. И., Смирнов А. Г. Деформирование сжимаемых сред при динамических нагрузках. Киев, «Наукова думка», 1971.
12. Вовк А. А., Черный Г. И., Смирнов А. Г. Кравец В. Г. Основы динамики грунтов и ее практическое применение. Киев, «Наукова думка», 1968.
13. Вовк О. О. Вибух, Київ, «Наукова думка», 1973.
14. Вовк А. А., Черный Г. И. Взрывные работы в горных породах, Киев, «Техніка», 1973.
15. Вовк О. О., Чорний Г. І., Демещук Л. І. Про зменшення фільтрації води в зв'язних грунтах, ущільнених вибуховим способом. Доповіді АН УРСР, № 5, 1970.
16. Використання енергії вибуху в іригаційному будівництві. Вісник АН УРСР, № 2, 1971.
17. Гальперин М. И., Домбровский Н. Г. Строительные машины, М., «Машиностроение», 1966.
18. Губарев А. Г., Демещук Л. И., Золотарев Л. С., Черный Г. И., Уплотнение и упрочение грунтов взрывами при строительстве ирригационных систем. М., «Колос», 1974.
19. Губарев А. Г., Чернышенко О. А. Экономическая эффективность строительства каналов взрывом на выброс. М., «Колос», 1973.

20. Гундарев К. А. Влияние взрывов зарядов различной симметрии на прочностные свойства связных грунтов.— В кн.: «Использование взрыва в народном хозяйстве», ч. III, Киев, «Наукова думка», 1970.
21. Давыдов С. А. Применение энергии взрыва в гидротехническом строительстве.— В кн.: «Действие взрыва в грунте», М., Госгортехиздат, 1954.
22. Давыдов С. А., Кузнецов В. А. Взрывание на выброс траншейными зарядами ВВ. «Взрывное дело», № 69/26, 1970.
23. Демидюк Г. П. Современные теоретические представления о действии взрыва в среде.— В кн.: «Буровзрывные работы в горной промышленности». М., Госгортехиздат, 1962.
24. Докучаев М. Н., Родионов В. Б., Ромашева В. П. Взрывы на выброс. АН СССР, 1969.
25. Зарецкий Ю. К. Теория консолидации грунтов., М., «Наука», 1967.
26. Зельдович Я. Б., Райзер Ю. П. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений, М., Физматгиз, 1966.
27. Камнманов Е. Д. Изменение плотности при взрыве. «Гидротехническое строительство», № 10, 1947.
28. Коллинз Р. Течение жидкости через пористые материалы, М., «Мир», 1952.
29. Коул Р. Подводные взрывы, М., ИЛ, 1969.
30. Кравец В. Г., Демещук Л. И. Применение радиоактивного каротажа для исследования грунтов в зоне, уплотненной взрывом.— В кн.: «Взрыв в пористых и дисперсных средах». Киев, «Наукова думка», 1969.
31. Кузнецов В. А. Особенности линейнораспределенных зарядов выброса в грунтах.— В кн.: «Использование взрыва в народном хозяйстве», ч. III, Киев, «Наукова думка», 1970.
32. Кушнарев Д. М., Беляков М. П., Взрывные работы в гидромелиоративном и сельском строительстве. М., Издательство литературы по строительству, 1972.
33. Лаврентьев М. А., Кузнецов М. В., Шер Е. М. О направленном метании грунта при помощи взрыва. Новосибирск, СО АН СССР, 1961.
34. Лебедев А. Ф. Уплотнение грунтов при различной их влажности. М., Стройвоенморнздат, 1948.
35. Ляхов Г. М. Основы динамики взрыва в грунтах и жидких средах, М., «Недра», 1964.
36. Марченко Л. М. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых. М., «Наука», 1955.
37. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М., «Недра», 1964.
38. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Методы повышения коэффициента полезного использования энергии взрыва. ИГД АН СССР, 1959.
39. Мельников Н. В., Демидюк Г. П. Регулирование объемной концентрации энергии ВВ как средство интенсификации горных пород взрывом, М., «Недра», 1970.
40. Мельников В. В., Рыков Г. В. О влиянии скорости деформирования на сжимаемость суглинков. ПМТФ, № 2, 1965.
41. Михалюк А. В., Черный Г. И. Экспериментальные исследования реологических соотношений сжимаемых пород при ударных нагрузках. ПМТФ, № 1, 1970.
42. Опыт применения взрыва на строительстве Главного Мургабского коллектора. «Гидротехника и мелиорация», № 6, 1971.
43. Орнатский Н. М. Механика грунтов, МГУ, 1962.
44. Основы динамики грунтов и ее практическое приложение. Киев, «Наукова думка», 1968.
45. Нордайн М. Д. Разрушение и механика горных пород. Сб. докладов на симпозиуме в г. Ролла (США). Институт горного дела им. Скочинского А. А., 1963.
46. Панюков П. А. Инженерная геология. М., Госгортехиздат, 1962.
47. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., Госстройиздат, 1957.

48. Покровский Г. И., Черниговский А. А. Расчет зарядов при массовых взрывах на выброс. М., Госгортехиздат, 1962.
49. Покровский Г. И., Федоров И. С., Докучаев М. М. Применение направленного взрыва в гидротехническом строительстве. М., Госстройиздат, 1963.
50. Покровский Г. И. Зависимость формы зоны действия взрыва от формы и расположения зарядов. «Взрывное дело», № 54/11, 1964.
51. Соколовский В. В. Статика сыпучей среды. М., Госгортехиздат, 1964.
52. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжения при разрушении пород взрывом. М., Госгортехиздат, 1962.
53. Черниговский А. А. Расчет плоских зарядов для вскрытия полезных ископаемых. М., «Недра», 1965.
54. Черный Г. И. Методы направленного изменения параметров взрывного импульса при взрывах в грунтах.— В кн.: «Использование взрыва в народном хозяйстве», ч. III, Киев, «Наукова думка», 1970.
55. Шифрин Е. И. Применение метода подобия для корректирования зарядов при взрывании на выброс. «Взрывное дело», № 61/13, 1966.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие 3

Взрыв в грунтах 5

Понятие о взрыве 5

Полезная работа взрыва 7

Основные свойства грунтов 9

Характер действия взрыва в грунтах 12

Взрывчатые вещества, средства и способы взрывания 22

Взрывчатые вещества для строительства каналов и коллекторов 23

Характеристика взрывчатого превращения 31

Средства и принадлежности взрывания 33

Способы взрывания 53

Опыт строительства Каракумского канала им. В. И. Ленина в Туркменской ССР, а также каналов и коллекторов в братских республиках 54

Методы ведения взрывных работ 54

Технология и опыт строительства каналов линейными зарядами взрывчатого вещества 72

Изменение плотности и прочности грунтового массива в зоне действия взрыва 83

Изменение фильтрационных свойств грунтового массива вокруг очага взрыва 98

Экономическая эффективность строительства каналов и коллекторов методом взрыва 110

Основные показатели экономической эффективности 112

Капитальные вложения и методы их расчета 113

Стоимость продукции (текущие затраты) и методы их расчета 116

Определение производительности труда 121

Экономический эффект от сокращения срока строительства . . . 123

Вопросы комплексной механизации технологических процессов строительства каналов взрывом 137

Транспортировка взрывчатого вещества на объект строительства 146

Установка для механизированной укладки линейных зарядов ВВ 149

Организация работ при использовании комплексно-механизированной технологии 163

Указатель литературы 167

Управление «Каракумстрой»
Проектно-технологический трест «Каракуморгтехстрой»

БОЙКО Иван Федорович, ИГНАТОВ Иван Павлович,
ПИСАРЕВ Юрий Аверьянович

СТРОИТЕЛЬСТВО ОРОСИТЕЛЬНЫХ КАНАЛОВ И КОЛЛЕКТОРОВ ВЗРЫВОМ

Редактор Думнова Г. Б.
Худ. редактор Мамеджиков Д.
Тех. редактор Радько Н.
Корректор Куткин В.