

СПРАВОЧНИК

по БУРОВЗРЫВНЫМ
РАБОТАМ



с
с

СПРАВОЧНИК ПО БУРОВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ

*Под общей редакцией
проф. д-ра техн. наук
М. Ф. Друкованого*



МОСКВА «НЕДРА»
1976

УДК [622.02 + 6*2.233: 622.235] (031)

Справочник по буровзрывным работам. М., «Недра», 1976. 631 с. Авт. М. Ф. Друкованын, Л. В. Дубнов, Э. О. Миндели и др.

Справочник содержит сведения по свойствам горных пород и их классификациям, по теории взрывчатых веществ (ВВ), по промышленным ВВ и средствам взрывания (СВ). Значительное место в книге отведено физическим основам разрушения горных пород энергией взрыва и методам ведения взрывных работ на карьерах и в шахтах, в строительстве и других отраслях хозяйства. Книга содержит материалы по организации Суровых и взрывных работ, по технике безопасности и гигиене труда, а также по теории действия и эксплуатации бурильных машин и механизмов, конструктивные данные по механическим и термическим буровым устройствам.

Табличные данные расчетного и практического характера подкреплены описательными материалами, необходимыми для правильного понимания действия механизмов, а также физических и технологических процессов взрыва.

Справочник предназначен для инженерно-технических работников горных предприятий, научных учреждений, преподавателей и учащихся горных вузов и техникумов, занимающихся вопросами буровзрывных работ.

Табл. 283, ил. 326, список лит.— 74 назв.

А в т о р ы : М. Ф. Друкованын, Л. В. Дубнов,
Э. О. Миндели, К. И. Иванов, В. И. Ильин

ПРЕДИСЛОВИЕ

Буровзрывные работы находят все более широкое применение в различных отраслях народного хозяйства. Оставаясь основным средством отделения от массива и дробления горных пород при добыче полезного ископаемого, буровзрывные работы успешно применяются при строительстве плотин и выемок различного назначения, при разведке полезных ископаемых, при исследовании строения земной коры, при проходке нефтяных и газовых скважин, в машиностроении для сварки металлов, упрочнения и штамповки деталей и т. д.

В общем технологическом комплексе производственных процессов горного предприятия буровзрывные работы определяют производительность погрузочно-транспортного оборудования и в конечном итоге — себестоимость добываемой продукции.

За последние годы преимущественное развитие получили гранулированные и водонаполненные составы взрывчатых веществ, как наиболее перспективные и экономичные, отвечающие требованиям горной технологии и комплексной механизации буровзрывных работ. Разработаны и выпущены более совершенные средства взрывания (электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия, пиротехнические реле и т. д.).

Значительные сдвиги произошли в области изучения теории действия взрыва в хрупкой среде, позволяющей изыскивать новые методы управления дроблением горных пород взрывом. Разработаны новые и совершенствуются ранее известные методы взрывных работ.

В настоящее время в основном решены проблемы механизации бурения взрывных скважин на открытых разработках. Внедрение в производство высокопроизводительных самоходных станков шарошечного и огневого бурения позволило повысить производительность труда в 3—6 раз и снизить себестоимость бурения на 50%.

Для подземных работ созданы и прошли промышленные испытания станки КБУ-50, ПБУ-50, СБУ-70. Начато серийное производство тяжелых колонковых перфораторов ПК-60 и ПК-75. Новые буровые станки коренным образом изменили характер труда бурильщиков.

При составлении данного справочника авторы использовали большой практический материал по ведению буровзрывных работ на карьерах, шахтах и стройках Кривбасса, Донбасса, Урала, Казахстана, Средней Азии, материалы трестов Союзвзрывпром, Кривбассвзрывпром, Западвзрывпром и других промышленных предприятий.

Авторы надеются, что «Справочник по буровзрывным работам» поможет производственникам и научным работникам правильное ре-

*

шать задачи выбора средств и способов взрывания, параметров буровзрывных работ, механизмов для заряжания скважин, буровой техники, а также будет способствовать распространению передового опыта горных предприятий и более широкому применению взрывных работ в промышленности и сельском хозяйстве.

Раздел первый написан М. Ф. Друковым, гл. II и III раздела второго — Л. В. Дубновым, М. Ф. Друковым и В. И. Ильиным, а гл. IV, V, VI — М. Ф. Друковым и В. И. Ильиным, гл. VII—IX, XI—XIII раздела третьего — М. Ф. Друковым и В. И. Ильиным, а гл. X и XI — Э. О. Миндели, М. Ф. Друковым и В. И. Ильиным, раздел четвертый — К. И. Ивановым, М. Ф. Друковым и В. И. Ильиным.

КРАТКИЕ ИСТОРИЧЕСКИЕ СВЕДЕНИЯ О РАЗВИТИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Из всех метательных и взрывчатых составов старейшим ВВ является черный (дымный) порох. Первые сведения о появлении пороха на Руси относятся к XIV столетию. При князе Василии Дмитриевиче (1389—1425 гг.) в Москве существовали мастерские по изготовлению пороха.

Для разрушения крепких горных пород взрывные работы впервые были применены в 1548—1572 гг. при расчистке фарватера р. Неман. В XVIII в. пороха начали применять при добыче полезных ископаемых, широкое развитие взрывные работы получили в XIX в., чему способствовало изобретение новых ВВ и СВ.

Большой вклад в дело развития взрывной техники сделали русские ученые и инженеры. Первое научное толкование взрывчатого разложения пороха и его действия на разрушаемую среду дал в 1749 г. М. В. Ломоносов в «Диссертации о рождении и природе селитры». В первой половине XVIII в. Анисимом Михайловым в Москве были обобщены сведения по минно-подрывному делу в книге «Устав рыгтных дел», а в 1799 г. А. А. Мусин-Пушкин опубликовал инженерные работы по технологии ВВ.

Нитроглицерин впервые был получен в 1847 г. итальянским ученым Собrero. Над вопросом промышленного изготовления нитроглицерина много и упорно работал сотрудничавший с Н. Н. Зининым З. Ф. Петрушевский. Под его руководством в 1863 г. была изготовлена первая промышленная партия чистого нитроглицерина.

Большое значение для широкого промышленного применения ВВ имело развитие средств взрывания. В течение столетий для взрыва зарядов пороха применяли пороховые палочки, пороховые «дорожки» и тонкие трубки, набитые порохом. В 1812 г. чл.-корр. Российской Академии наук П. Л. Шилинг впервые в мире применил электрический воспламенитель. Лишь в 1831 г. Бикфорд создал зажигательный огнепроводный шнур (ОПШ). А. Нобель в 1867 г. взял патент на гремучертутный капсюль—детонатор («запал Нобеля»), В 1867 г. шведские химики Ольсен и Норбен предложили и запатентовали ВВ на основе аммиачной селитры, близкое по составу к современным аммиачно-селитренным ВВ.

Во второй половине XIX в. в России были заложены теоретические основы действия взрыва на среду. Труды выдающихся русских ученых — теоретиков взрывного дела — М. М. Фролова и М. М. Борескова не потеряли свою актуальность до сегодняшнего дня. Достаточно сказать, что в настоящее время основной формулой усиленного заряда выброса является формула М. М. Борескова. Большое значение имело изобретение Д. И. Менделеевым нового ВВ — пироколлодия, составившего основу бездымного пороха, принятого затем на вооружение всех армий мира. Большой вклад в развитие взрывного дела внесли русские ученые Черниловский-Сокол (1867 г.), Н. В. Соколов (1879 г.), М. И. Чельцов (1886 г.), С. В. Панпущко (1890—1894 гг.) и другие.

Теоретические разработки новых ВВ и СВ были расширены и углублены в нашей стране после Великой Октябрьской социалистической революции. В годы гражданской войны в нашей стране начали применять ВВ для созидательных целей — заготовки дров, разрушения старых машин и сооружений, освобождения русла рек от валунов, добычи строительных материалов и других работ. Эти работы выполнялись созданным в 1921 г. трестом Союзвзрывпром.

Нашей стране принадлежит неоспоримый приоритет в разработке массовых взрывов на выброс в промышленности и строительстве. В 1936 г. в Коркино взрывом заряда весом 1808 т было выброшено 800 тыс. м³ горных пород и вскрыт угольный пласт. В 1949 г. на строительстве Щепинской электростанции взрывом зарядов общим весом 1014 т было выброшено 232 тыс. м³ породы. В 1952—1953 гг. при вскрытии Алтын—Топканского месторождения были проведены три серии взрывов, в „последней из которых был взорван заряд величиной 1610 т. В 1968 г. взрывом на выброс серии зарядов общей массой 2000 т на р. Вахш была образована набросная плотина объемом более 860 тыс. м³. Изучение массовых взрывов на выброс позволило М. А. Садовскому и Г. И. Покровскому предложить поправку к расчетной формуле М. М. Борескова, для глубин заложения зарядов более 25 м дающей заниженные значения величин зарядов.

В 30-е годы в нашей стране динамиты были заменены более безопасными аммиачно-селитренными ВВ. В последние десятилетия непрерывно расширялось применение простейших ВВ, изготавливаемых на месте производства взрывных работ, — инданитов и ифзанитов, а также ВВ, изготавливаемых промышленностью на базе аммиачной селитры.

Этому в значительной степени способствовали работы Н. В. Мельникова, Г. П. Демидюка. Под руководством В. В. Ржевского составлена классификация горных пород, основанная на их базовых свойствах.

Совершенствованию управления взрывом при дроблении горных пород на шахтах и карьерах в немалой степени способствовало развитие короткозамедленного взрывания (к. з. в.). Впервые к. з. в. было применено в 1934—1935 гг. К. А. Берлиным при проходке стволов: с 1951 г. к. з. в. стали широко применять на карьерах, а позже и на шахтах.

Большое значение для широкого развития сложных вопросов теории взрывов, расчета параметров взрывных работ, разработки новых методов управления взрывом и развития взрывного дела в целом имеют труды М. А. Лаврентьева, Н. Н. Семенова, М. А. Садовского, Н. В. Мельникова, Г. И. Покровского, О. Е. Власова, А. Ф. Беляева, Ю. Б. Харитона, Я. Б. Зельдовича, Г. П. Демидюка, В. Н. Родионова, А. Н. Дремина, А. Ф. Суханова, А. Н. Ханукаева, Б. Н. Кутузова, Ф. И. Кучерявого, Г. М. Китача, Л. Н. Марченко, В. Н. Моснича, Е. Г. Баранова, В. М. Комира, Э. И. Ефремова, К. Н. Ткачука и многих других. Для развития теории действия взрыва на среду, в вопросах детонации и применения взрыва в новых областях науки большую работу провел Научный совет по народнохозяйственному использованию взрывов АН СССР, руководимый с 1958 по 1973 г. М. А. Лаврентьевым, а с 1973 г. М. А. Садовским.

РАЗДЕЛ I.
ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ
О ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Глава I.
ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ ПОРОДАХ

При ведении буровзрывных работ на горных предприятиях выбор основных параметров их и методов управления взрывом в значительной степени зависит от свойств пород, трещиноватости и структурных особенностей залегания массива. В технической литературе по взрывному делу при ведении расчетов учитываются упругие свойства горных пород, коэффициент их крепости, энергетические характеристики их разрушения, скорости развития трещин, скорости смещения массива и влияние трещиноватости среды на процессы разрушения и дробления горных массивов.

В основу классификации свойств горных пород положены базовые физические параметры горных пород (табл. 1.1 и 1.2).

Т а б л и ц а 1.1

Базовые физические свойства горных пород
(по данным В. В. Ржевского и Г. Я. Новика)

Свойства	Основной параметр	Обозначение	Единица измерения	Определение
Механические	Плотность	γ	гс/см ³	Вес единицы объема горной породы в ее естественном состоянии (с порами, трещинами и т. д.)
	Пористость	P	—	Относительный объем всех пор, заключенных в единице объема породы
	Предел прочности на сжатие	σ_p	кгс/см ²	Критическое значение одноосного сжимающего напряжения, при котором происходит разрушение породы
	Предел прочности на растяжение		кгс/см ²	Критическое значение одноосного растягивающего напряжения, при котором происходит разрушение породы
	Модуль Юнга	E	кгс/см ²	Коэффициент пропорциональности между действующим продольным напряжением и соответствующей ему продольной относительной деформации

Продолжение табл. 1.1

Основной параметр	Обозначение	Единица измерения	Определение
Коэффициент Пуассона			ций (условное напряжение, при котором образец испытывает относительную упругую деформацию, равную единице) Коэффициент пропорциональности между упругими продольными и поперечными деформациями при одноосном нормальном напряжении (отношение относительных поперечных деформаций к продольным)
Удельная теплопроводность		ккал (м·ч·°С)	Количество тепла, проходящего в единицу времени через единицу сечения в направлении, перпендикулярном сечению, при перепаде температур в Г°С на единицу расстояния
Удельная теплоемкость		ккал (кг·°С)	Количество тепла, необходимого для повышения температуры 1 кг вещества на 1°С
Коэффициент линейного расширения		1/°С	Относительное удлинение размеров тела при нагреве его на 1°С
Удельное электрическое сопротивление		Ом·м	Величина, обратная силе тока, проходящего через единицу площади образца при напряженности электрического поля образца, равной единице
Относительная диэлектрическая проницаемость			Коэффициент, показывающий, во сколько раз уменьшается напряженность электрического поля при внесении в него диэлектрика
Относительная магнитная проницаемость			Коэффициент, показывающий, во сколько раз магнитная индукция поля в данном магнетике изменяется по сравнению с вакуумом

Минералы	И-ИО ЭИИ -ан-анюсШоэ зомэээ	ИД W O Ж о о O O O O O O	о о о о о о о о о о о о
	qIDOKDeUHHodu ввмээдылмэи-си/! ВВНЧГЭИИООНЮ	!N N Ю N C) ю о со ю то lo	О J C O I O — co о" гГГ —
	ЭоТ »0I 'вини -аднмоВд олонуэи -Нif 1нэиПиффбО>1	0,8 1,8 1,72 4,0 0,83	1,6 0,9 1,3 1,3 0,59
	Q-JM/i-BHM qIDOH ИЭОИЛГЭИ ВВНЧГЭИ	0,18 0,12 0,167 0,184 0,205 0,151	0,155 0,205 0,19 0,203 0,12
	(Do'b'KI/fE@! qIDom/oaadu оИПЭИ	2,07 3,97 1,21 1,38 4,57 9,65	3,52 3,35 3,35 6,0 6,0
	'аниэжэвөөе! вИ HiooHhodu i/attadu	о о о о о о о о о о о о	о о о о о о о о о о о о
	ВWDDIИ ЭИИВКЭ ИИ HioOHhodu i/stfadii	1100 440 550 325 600	890 900 160 4000 5000
	В HD -DBXJJ 1НэиПиффео>1	0,32 0,31 0,26 0,28 0,26 0,14	0,35 0,38 0,30 0,08 0,22
	jWOOM 's_0I 'БjHqJ qu-Xttow	7,12 7,6 7,8 6,9 3,25 21,2	16,0 8,0 8,3 9,6 43,86
	'эаа цинчлгээх EWO/OJ	2,64 2,9 3,29 2,93 2,15 5,10	3,27 2,97 2,78 2,66 4,03

§ 1. Основные физические свойства горных пород

Плотность — масса единицы объема данного вещества представляет собой отношение массы к общему объему, включая объем пор, содержащихся в породе

$$\gamma = G/V,$$

где G — масса образца породы, г; V — объем образца породы, см³.

Плотность основных типов горных пород, г/см³

Песок	1,0—1,95
Гравий	1,8—2,0
Растительная земля	0,8—1,2
Глина	1,2—2,1
Торф	0,6
Туф	1,1
Песчаники	1,8—2,5
Кварциты	1,5—2,8
Сланцы	2,3—2,6
Известняки	1,5—2,7
Мрамор	2,7—2,8
Мергель	2,3—2,5
Доломит	2,3—2,9
Гипс	1,9—2,6
Каменная соль	2,2—2,4
Антрацит	1,3—1,5
Бурый уголь	1,15
Коренные глубинные породы (граниты, гнейсы, диориты, сиениты, габбро и др.)	2,2—3,3
Железистые роговики	2,9—3,5
Коренные излившиеся породы (андезиты, базальты, трахиты и др.)	2,6—3,3

Пористость горной породы зависит от размеров слагающих ее зерен, ее однородности, формы зерен или частиц, их минерального состава, а также от плотности сложения породы. Под пористостью понимают отношение объема всех пустот к общему объему породы в сухом состоянии

$$n = V_n / V.$$

Коэффициент пористости выражается в долях единицы или в процентах

$$s = \frac{V_n}{V} \cdot 100 \quad \text{или} \quad s = (1 - \gamma/\gamma_s) \cdot 100, \quad \%$$

где γ — плотность высушенного образца, г/см³; γ_s — удельный вес породы, г/см³.

Коэффициенты пористости горных пород, %

Кварциты	0,8
Габбро и диабазы	1,0
Граниты	1,2

И

Известняки, мрамор, доломиты	0,53—13,4
Глинистые сланцы	4,0
Песчаники	4,8—28,3
Пески однородные	26,0—47,0
Пески смешанные	35,0—40,0
Гравий	35,0—40,0
Глины	44,0—47,0
Суглинок	52,0—55,0
Культурная почва	45,0—05,0
Торфяной грунт	До 81,0

Чем больше пористость горной породы, тем меньше ее плотность, удельный вес и сопротивление сжатию.

В л а ж н о с т ь характеризует содержание воды в породе и измеряется отношением массы воды в образце к массе скелета.

К о э ф ф и ц и е н т в л а ж н о с т и (относительная влажность) — отношение объема воды к объему пор

$$J_{\text{вл}} = a_{\text{вл}} / P,$$

где $a_{\text{вл}}$ — влажность, численно равная массе воды, приходящейся на 1 г абсолютно сухой породы.

П л а с т и ч н о с т ь — способность породы сохранять остаточную деформацию после прекращения действия внешних сил. Пластичные свойства горных пород зависят от количества находящейся в них воды.

В е р х н и й п р е д е л п л а с т и ч н о с т и (нижняя граница текучести) — величина весовой влажности, выраженной в процентах, при незначительном превышении которой порода переходит в текучее состояние. Н и ж н и й п р е д е л п л а с т и ч н о с т и (граница раскатывания) — величина весовой влажности, выраженной в процентах, при незначительном уменьшении которой образец породы теряет способность раскатывания в тонкий непрерывный шнур.

Ч и с л о п л а с т и ч н о с т и — разность весовых влажностей, выраженная в процентах, в пределах которых порода остается пластичной (табл. 1.3):

$$\Phi = CO_{\text{в}} - < \sigma_{\text{н}},$$

где $CO_{\text{в}}$ — верхний предел влажности, при котором порода сохраняет пластичность; $\sigma_{\text{н}}$ — нижний предел влажности, при котором сохраняется пластичность породы.

Т а б л и ц а 1.3

Классификация пород по степени пластичности

Порода	"в	"н	Φ	Степень пластичности
Глина	44—100	22—50	22—50	Высокопластичные
Суглинок	26—44	16—22	10—22	Пластичные
Супесь	19—26	18—16	1—10	Слабопластичные
Песок	—	—	0	Непластичные

Удельная теплопроводность характеризует способность среды передавать тепловую энергию от одного молекулярного слоя к другому. Теплопроводность численно равна количеству тепла, проходящему в единицу времени через единицу сечения в направлении, перпендикулярном сечению, при перепаде температур в 1° С.

Удельная теплоемкость характеризует количество тепла, необходимое для повышения температуры 1 кг вещества на один градус.

Коэффициент линейного расширения характеризует способность породы изменять свои размеры при изменении температуры (табл. 1.4).

Т а б л и ц а 1.4

Тепловые свойства некоторых минералов
горных пород и металлов

Минералы, породы и металлы	Теплопро» ккал/(м · ч °С)	Теплоем- ккал/(кг · °С)	Коэффициент линейного расширения, 10 ⁻⁶ 1/°С
Асбест	0,19	0,19	0,7
Графит:	100—150	0,16	0,79
Кальцит:			
параллельно спайности	3,0	0,2	2,6
перпендикулярно спайности	3,6	—	0,54
Кварц:			
перпендикулярно основ- ной оси	6,1	0,17	1,37
параллельно основной оси	10,5	0,24	0,75
Перидотит	2,8	0,16	0,45
Сера	0,18	0,13	7,4—8,0
Антрацит	0,33	0,23	—
Базальт	2,5—3,7	0,15—0,21	0,54
Габбро	1,7	0,04	—
Гнейс	1,4—2,9	0,04	—
Гранит	1,9—3,5	0,13—0,19	0,6—0,9
Диабаз	2,9	0,04	0,54
Известняк	0,85—2,0	0,16—0,25	0,5—0,89
Кварцит	5,4	0,05	1,1
Мрамор	1,1	0,1	0,3—1,5
Песчаник	1,1—3,6	0,2	0,5—1,2
Роговик маритовый . . .	3,7—4,1	0,14—0,25	—
Сланец глинистый	1,33—1,9	0,18	0,9
Уголь каменный	0,43—0,78	0,31	
Уголь бурый	0,21	0,27	—
Алюминий	190	0,21	2,28
Железо	63	0,13	1,13
Золото	267	0,03	1,42
Медь ' ']	343	0,09	1,65
Натрий	97	0,29	7,1

Удельное электрическое сопротивление характеризует способность горных пород проводить электрический ток (табл. 1.5).

Т а б л и ц а 1.5

Электрические свойства горных пород
(по данным В. В. Ржевского и Г. Я. Новика)

Горная порода	Удельное электрическое сопротивление, Ом м	Относительная диэлектрическая проницаемость
Алевролит	10—10 ²	
Аргиллит	10 ¹ —10 ²	6—8
Базальт	10 ³ —10 ⁴	12
Глина	10 ¹ —10 ⁶	7—12
Гнейс	10 ² —10 ⁷	8—15
Гранит	10 ² —10 ⁷	4,9—9
Габбро	10 ² —10 ⁵	17,5
Диорит	10 ² —10 ⁸	8—9
Диабаз	10 ² —10 ⁸	14,4—28,5
Известняк	10 ² —10 ³	8—15
Кварцит	10—10 ⁵	7,0
Мрамор	10 ² —10 ⁵	8,3
Мергель	10—10 ⁵	—
Перидотит	10 ² —10 ³	8—6
Порфирит кварцевый . . .	10	14—17
Песчаник	10—10 ⁸	11—19
Руда маритовая	10 ⁴ —10 ⁵	—
Руда пиритовая	10 ¹ —10 ³	—
Руда магнетитовая	10—10 ⁶	—
Руда хромитовая	10 ³	—
Роговик магнетитовый . .	10 ¹ —10 ⁵	—
Роговик пироксеновый . .	10 ³ —10 ⁴	И
Сланец серицитовый	10 ⁴	11—12
Скарн нерудный	10 ³ —10 ⁹	4—8
Серпентинит	10 ³ —10 ⁴	11,2
Сиенит	10 ² —10 ⁵	7—14

§ 2. Механические свойства горных пород

Под воздействием внешних сил тело изменяет форму и объем. В результате этого в нем возникают внутренние силы, стремящиеся к восстановлению прежней формы.

Наиболее распространенной оценкой механических свойств пород является показатель сопротивления горных пород одноосному сжатию, который определяется как частное от деления максимальной разрушающей силы, полученной при одноосном раздавливании образца породы (правильной геометрической формы), на начальную площадь поперечного сечения образца

$$\sigma_{\text{сж}} = P_{\text{сж}} / F_0$$

Это условное среднее разрушающее напряжение называют пределом прочности пород при одноосном сжатии. В отдельных случаях горные породы характеризуют пределом прочности на растяжение.

Характер деформации и разрушения горной породы от действия внешних сил зависит от их упругих постоянных, которые целесообразно рассчитывать по формулам теории упругости.

Коэффициент пропорциональности между нормальным напряжением и деформацией называют модулем упругости (модуль Юнга), его можно определить по формулам:

$$E = \sigma / \epsilon,$$

где σ — нормальное напряжение, кгс/см²; ϵ — относительные деформации;

$$E = \frac{G}{\nu} \frac{1 + \nu}{1 - 2\nu},$$

где G — модуль всестороннего сжатия, кгс/см².

Коэффициент пропорциональности между касательным напряжением и деформацией называют модулем сдвига и определяют по формуле

$$G = \tau / \gamma,$$

где τ — касательное напряжение, кгс/см².

В случае объемного напряженного состояния породы связь между напряжением и относительным изменением объема выражается через модуль всестороннего сжатия

$$\sigma_{\text{ср}} = \frac{E G}{3(E + 2G)} \quad \text{или} \quad \sigma_{\text{ср}} = \frac{E}{1 + \nu} \epsilon_{\text{ср}},$$

где $\sigma_{\text{ср}}$ — константа Ляме.

Для рыхлых пород пользуются понятием модуля одностороннего сжатия — коэффициентом пропорциональности между продольным напряжением и соответствующей ему деформацией при расположении пробы в цилиндре с жесткими стенками

$$M = \frac{E}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)} \epsilon_{\text{ср}},$$

В практике используют также коэффициент Пуассона ν — упругий параметр, характеризующий пропорциональность относительных продольных и поперечных деформаций (табл. 1.6),

$$\nu = \frac{\epsilon_{\text{поп}}}{\epsilon_{\text{прод}}} = \frac{2G}{3G + E}.$$

Скорости распространения продольных и поперечных волн являются динамическими характеристиками горных пород, они могут быть определены экспериментально или по формулам теории упругости:

$$c_{\text{прод}} = \sqrt{\frac{E}{\rho(1 + \nu)(1 - 2\nu)}},$$

$$c_{\text{поп}} = \sqrt{\frac{G}{\rho}},$$

плотность горных пород.

Т а б л и ц а 1.6

Взаимосвязь упругих свойств пород

Известные параметры	Искомые параметры				
	модуль Юнга	модуль всесторон- него сжатия	модуль сдвига	коэффициент Пуассона	модуль односто- роннего сжатия
k, E	—	—	$\frac{3 k E}{9 k - E}$	$\frac{1}{2} \frac{E}{6 k}$	$\frac{3 k (3 k + E)}{9 k - E}$
G, E	—	$\frac{E G}{3 (G - E)}$	—	$\frac{E}{2 G} \frac{j}{1}$	$\frac{G (4 G - E)}{3 G - E}$
E, ν	—	$\frac{E}{3 (1 - 2 \nu)}$	$\frac{E}{2 (1 - \nu)}$	—	$\frac{(1 - \nu) E}{(1 + \nu) (1 - 2 \nu)}$
k, G	$\frac{9 k G}{3 k + G}$	-	—	$\frac{3 G - 2 G}{2 (3 k + G)}$	
k, γ	$3 k (1 - 2 \gamma)$		$\frac{3 k (1 - 2 \gamma)}{2 (1 + \gamma)}$		$\frac{3 k (1 - \gamma)}{1 + \gamma}$
Продолжение табл. 1.6					
Известные параметры	Искомые параметры				
	модуль Юнга	модуль всесторон- него сжатия	модуль сдвига	коэффициент Пуассона	модуль одно- стороннего сжатия
E, M	—	$\frac{3 M - E}{4} \frac{\sigma}{6}$	$\frac{3 M + E}{6} \frac{\sigma}{6}$	$\frac{E - M}{3} \frac{\sigma}{3}$	—
k, M	$\frac{9 k (M - k)}{M + 3 k}$	—	$\frac{M - k}{3}$	$\frac{3 k - M}{3 k + M}$	-
γ, M	$\frac{(1 - 2 \gamma) (1 - \gamma)}{(1 - \gamma) ^ 2}$	$\frac{(1 + \gamma) M}{3 (1 - \gamma)}$	$\frac{(1 - 2 \gamma) M}{2 (1 - \gamma)}$	—	—
γ, G	$\frac{2 G (1 + \gamma)}{3 (1 - 2 \gamma)}$	—	-	—	$\frac{2 G (1 - \gamma)}{(1 - 2 \gamma)}$

В зависимости от скорости распространения волн рассчитывают все динамические характеристики горных пород.
Акустическая жесткость

$$A = \rho c_l, \quad \text{кг-с-см}^3,$$

c_l — скорость распространения продольной волны, см/с.

Динамический модуль упругости (табл. 1.7) определяют по скорости распространения упругих волн

$$E_d = \rho c_l^2 \frac{1 + \nu}{1 - 2\nu}, \quad \text{г/см}^2,$$

где c_t — скорость упругой волны в стержне, см/с.

Упругие и прочностные свойства
(по данным В. В. Ржев)

Уголь, порода	Удельный вес, г/см ³	Модуль упругости, Ю ⁻⁵ кгс/см ²	Коэффициент Пуассона	Предел на сжатие
Кузбасс				
Алевролит	2,54	3—7	0,20—0,28	700—770
Аргиллит	2,54	4,5—5	0,30	520—800
	2,66	3—7	0,69—0,13	930—1200
Уголь	1,98	1,8—2,5	0,14—0,16	120—245
Канск-Ачинский бассейн				
Алевролит	2,54	—	—	54—137
Песчаник	2,65	—	—	20—82
Уголь	2,0	—	—	53—182
Ирша-Бородинский разрез				
Песчаник с прослойками алевролита	2,63	—	—	1050
Сланец алевролитовый	3,05	—	—	870
Уголь бурый	1,22	1,8	0,43	110—150
Воркутинское месторождение				
Песчаник с прослоями	2,63			270

Динамический коэффициент Пуассона определяют по скоростям распространения продольной и поперечной волн

$$\mu = \frac{0.5 - \frac{V_p}{V_s}}{1 - \frac{V_p}{V_s}}$$

где V_p — отношение скоростей поперечной и продольной волн в породе.

Динамический модуль сдвига (табл. 1.8) вычисляют по формуле

$$G = c_{п. в} \rho,$$

где $c_{п. в}$ — скорость поперечной волны, см/с.

Динамическую удельную энергоемкость разрушения определяют на вертикальном копре Педта, она характеризует удельную энергию единицы объема горной породы. Динамическую твердость и пластичность пород определяют на склероскопе Шора.

Т а б л и ц а 1.7

некоторых пород и металлов
ского и Г. Я. Новика)

прочности, кгс/см ²		Коэффициент крепости i	Угол внутреннего трения, градус	Сцепление, кгс/см ²
на растяжение	на сдвиг			
80—120 46—71 94—120 2,5—22,5	230—260 170—230 280—420 24—100	6—8,3 2,6—5,8 0,7—1,5	27—32 30—32 35—37	230—260 50—170 40—100
8—74 3—10 8—18	13—28 4—12 11—24	1,4	28—30 32—36 29—32	10—48 8—26 17—70
91 88 8—12	160 140 16—25	6,8 5,2 1,7—2,4	34 33 25—36	360 300 40—60
15—39	40	—	40	70

Уголь, порода	Удель- ный вес, гс/см ³	Модуль упруго- сти, 10 ⁵ кгс/см ²	Коэффициент Пуассона
Соколовско-Сарбай- ский ГОК			
Альбитофир	2.65	7,3	0,28
Диорит-порфирит	3.23	5,3	0,24
Известняк мраморизо- ванный	2,71	10,7	
Известняк глинистый .	2,7	6,5	0,22
Магнетитовая руда:			
богатая	3.87	7.0	0,36
бедная	3.24	6,8	0,27
Магнетит мелкозерни- стый	4,19	8,2	0,34
Мартит пористый	3,58	5,3	0,18
Песчаник кварцевый .	2.66	4,5	0,21
Порфирит диабазовый	2.88	8,9	0,23
Роговик, скарнирован- ный пироксеном . . .	2,83	6,2	0,28
Сиенит порфировый	2.61	6.1	0,3
Скарн пироксен-эпидо- товый	2,78	9	0,41
Туф альбитофировый	2,66	4,7	0,16
Талнахское месторож- дение			
Ангидрит оруденелый с мергелем	2,77—2,16.		
Алевролит углистый	2.67		0,3
Ангидрит	2,78		
Базальт пикритовый	2,73	3,3	0,23
Базальт лабрадоровый	2.72	8,8	0,25
Габбро-диабаз	2,86	7.0	0,26
Габбро-долерит . . .	2,82	7,5	0,37
Долерит	2,93	7.1	0,25
Доломит оруденелый .	2,75		
Известняк	2.73	9.0	0,3
Песчаник:			
ороговикованный .	2.56	5,3	0,28
полимиктовый . .	2.57	9.1	0,22
Пирротиновая руда	4.58	4,5	0,31
Роговик	2.68	6—8,4	0,22—0,27
Туффит	2,6		
Халькопиритовая руда	4,01		0,31
Металлы			
Алюминий	2.7	7,2	0,34
Железо	7.8	27	0,28
Медь	8.9	12	0,35
Свинец	11,4	1,7	0,45

Продолжение табл. 1.7

прочности, кгс/см^2 на растяжение		Коэффициент крепости f	Угол внутреннего трения, градус
120	185	9,7	29
212	412	23,1	35
94	145	5	30
102	200	6)	36
230	450	4,6	34
220	410	7,8	33
174	365	12,9	35
25—65	24	9,2	34
150	300	6,5	33
208	369	19,5	31
235	450	21	35
200	800	12,2	31
120	185	18,7	32
212	310	9,9	31
110—120	165—240		31—34
156	270		33
115	240		35
90	170	7,3	34
193	360	13,0	33
165	280	8,4	32
139	260	9,0	3,5
156	280	10	32
116	238	8,2	30
156	270		33
206	310	13,8	32
272	480	12,6	34
75	310	4,9	36
307	500	14,0	31
113	200	11,0	33
75	310	4,9	36
900—1200			
2900—4600			
1500—2000			
120—200			

Т а б л и ц а 1.8

Упругие и акустические свойства минералов
(по данным В. В. Ржевского и Г. Я. Новика)

Минерал	Модуль сдвига, 10^{-5} Кгс/СМ ²	Модуль всесторон- него сжатия, 10^{-6} кгс/см ²	Скорость волны, 10^{-4} м/с	
			попереч- ной	продоль- ной
Авгит	5,78	9,5	4,28	7,33
Альбит	3,0	5,52	3,39	6,02
Алмаз	9,55	14,51	4,78	8,73
Биотит	2,79	5,14	3,0	5,36
Галит	1,46	2,48	2,5	4,32
Гематит	9,31	10,02	4,27	6,45
Диопсид	9,36	11,36	4,4	7,23
Хварц	4,44	3,7	4,03	6,05
Кальцит	3,32	7,19	3,5	6,02
Корунд	17,91	27,72	6,67	11,15
Лабрадор	3,46	7,87	3,59	6,49
Мусковит	3,23	3,32	3,41	5,88
Магнетит	9,2	16,11	4,22	6,82
Микроклин	2,93	5,57	3,38	6,13
Нефелин	3,12	5,08	3,43	5,9
Ортоклаз	2,44	5,24	3,09	5,68
Пирит	12,5	11,58	4,98	7,3
Роговая обманка	4,31	8,89	3,72	6,8
Флюорит	4,25	8,88	9,68	6,76
Флогопит	2,67	5,59	3,08	5,62
Эгирин	5,75	11,18	4,07	7,35

Пределы измерения механических свойств горных пород

Модуль упругости E , кгс/см ²	10^4 — $3 \cdot 10^8$
Коэффициент Пуассона	0,07—0,47
Модуль сдвига G , кгс/см ²	$4 \cdot 10^3$ — $2 \cdot 10^6$
Модуль всестороннего сжатия k , кгс/см ²	$4 \cdot 10^3$ — $6 \cdot 10^6$
Предел упругости $\sigma_{\text{г}}$, кгс/см ²	0—5000
Коэффициент пластичности $\epsilon_{\text{пл}}$	1—10
Коэффициент хрупкости $k_{\text{хр}}$	0—1
Нижний предел пластичности $\Phi_{\text{н}}$, %	10—25
Верхний предел пластичности $\Phi_{\text{в}}$, %	40—90
Число пластичности Φ , %	15—80
Предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}}$, кгс/см ²	0—6000
Предел прочности на растяжение $\sigma_{\text{р}}$, кгс/см ²	0—200
Предел прочности на сдвиг $\tau_{\text{сдв}}$, кгс/см ²	0—200
Сцепление $\epsilon_{\text{сч}}$, кгс/см ²	0—400
Угол внутреннего трения φ , градус	0—85
Угол естественного откоса α , градус	0—40
Предел длительной прочности $\sigma_{\text{до}}$, кгс/см ²	(0,9—0,5) $\sigma_{\text{сж}}$
Предел длительного модуля упругости $E_{\text{до}}$, кгс/см ²	(0,95—0,6) E_0

а
с
ч
ю

I I I

$$\frac{1}{\infty''}$$

in
o"

$$\frac{Bt}{O}.$$

	o		o		o		o		o
	CH ₃		CH ₃		CH ₃		CH ₃		CH ₃
CO	o		o		o		o		o
	1423		1390		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-		-CH-		-CH-		-CH-
			1330		550		215		160
			-CH-						

X
3
0.[illegible]
$$\begin{array}{cc} \alpha^* & \Delta \\ \kappa & B \\ a & 0 \\ \kappa & 0 \end{array} \quad \begin{array}{c} \text{to } \infty, \\ 0 \text{ in} \end{array}$$

H

$\langle Y \rangle_{\text{M}}$	∞	∞	∞	0.28	0.3	1	1
0	0	0	0	0	0	1	1

$$\begin{array}{c} \text{O}'' \\ \text{I} \end{array}$$
$$(\mathbb{H}^{\mathbb{H}})$$
$$M \stackrel{f}{\rightarrow} M \quad \text{co}$$

к
я
о.

a:
κ

4

К
Я
К
ЧЯ
Ч

0.3

$$\chi < \kappa < c$$

Константы, полученные статическими и динамическими методами определения упругих постоянных, связаны между собой зависимостью

$$E_{ст} = E_{д} \sqrt{\frac{706^2}{9C_p \rho}}$$

где $E_{ст}$ и $E_{д}$ — статический и динамический модули упругости, кгс/см² (табл. 1.Ю); T — абсолютная температура, °C; α — коэффициент объемного расширения; C_p — удельная теплоемкость при постоянном давлении, ккал/(кг · °C).

§ 3. Горнотехнологические характеристики и классификация горных пород

На эффективность буровзрывных работ влияют такие горнотехнические характеристики горных пород, как крепость, абразивность, буримость, взрываемость, дробимость, трещиноватость и т. д. По характерным признакам горнотехнологических свойств горных пород создают соответствующие классификации.

Впервые классификация горных пород была составлена в 1836 г., в основу ее был положен расход пороха, свечей и рабочей силы на отрыв единицы объема породы от массива. В 1843 г. А. И. Уэатнс предложил свою классификацию, которую впоследствии уточнили Г. Я. Дорошенко (1880 г.) и Б. И. Бокий (1918 г.). В дальнейшем были разработаны и другие классификации горных пород. Наиболее широко в горном деле применяют классификацию горных пород по крепости, разработанную в 1910 г. М. М. Протодяконовым (табл. 1.11). Крепость горных пород оценивают по шкале проф. М. М. Протодяконова коэффициентом, который определяется как сотая доля временного сопротивления пород одноосному сжатию $a_{сж}$.

Цену единицы коэффициента крепости для слабых и крепких горных пород целесообразно принимать неодинаковую. Для слабых пород цена единицы должна быть меньше 100 кгс/см³, а для крепких — больше. В соответствии с этим Л. И. Бароном предложена формула для перехода от экспериментальных значений $a_{сж}$, установленных на керне с высотой, равной диаметру, к общему коэффициенту крепости

$$f_a = a_{сж}/300 + j/5 \sim 30.$$

Как подтверждают опытные проверки, показатель f_a лучше, чем показатель $a_{сж}/100$, согласуется с величинами коэффициента крепости, установленными на основании производственного опыта.

В. С. Вобликовым и М. М. Протодяконовым предложен метод раздвливания образцов неправильной формы. Временное сопротивление

где P — разрушающая нагрузка; V_0 — объем образца, определяемый делением веса образца на удельный вес горной породы.

Коэффициент крепости

$$f = a/19.$$

Т а б л и ц а I. И

Классификация горных пород проф. М. М. Протодяконова

Категория	Степень крепости пород	Горные породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитные породы. Кварцитовый порфирит, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, ниже указанных выше кварцитов. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы, очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
III-a	»	Известняки (крепкие). Крепкий мрамор. Доломит. Колчеданы	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IV-a	То же	Песчаные сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк. Мягкий конгломерат	4
V-a	»	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ, каменный грунт	2
VI-a	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшийся сланец. Слежавшаяся галька и щебень. Крепкий каменный уголь. Отвердевшая галька	1,5

Продолжение табл. 1.11

Категория	Степень крепости пород	Горные породы	Коэффициент крепости f
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Глинистый грунт	1,0
VII-a	»	Легкая песчаная глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля. Торф. Легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок. Осыпи. Мелкий гравий. Насыпная земля. Добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие растительные грунты	0,3

Усредненный коэффициент крепости, являющийся результатом испытаний на раздавливание образцов неправильной и правильной форм

$$f_{cp} = a/600 + Va, 120 + a/38,$$

где a — временное сопротивление раздавливанию образцов правильной формы.

Значение усредненных коэффициентов крепости f_g некоторых горных пород и минералов (по Л. И. Барону)

Алевролит	0,7—5,8
Апатит	7,0—8,4
Аргиллит	3,6—8,0
Базальт	15,4
Боксит комелистый	7,7—10,8
Габбро	12,6
Гипс	2,6
Гнейс окварцованный флюоритизированный	8,5
Гнейс средне- и мелкозернистый	7,5—22,6
Гранит биотитовый:	
крупнозернистый—	10,1
среднезернистый	12,0
мелкозернистый	8,6
мелкозернистый очень крепкий	15,3
Гранито-гнейс	12,3
Гранит порфировидный среднезернистый . .	11,5—14,8
Джеспилит очень крепкий	11,4—20,6

Железняк:	
бурый	5,1—5,3
магнитный	8,0—8,3
Известняк	2,4—11,4
Кальцит	6,5
Кальцито-флюорит	8,5
Кварц	8,7
Кварцит:	
железистый очень крепкий	18,3
мелкозернистый	15,8
полосчатый	10,8
среднезернистый	12,8
Лабрадорит	10,2
Мрамор:	
белый	6,9
серый	6,8
Песчаник:	
донецкий	5,2—11,4
карагандинский	2,9—6,1
коркинский	7,2
коробеевский	7,2
черемховский	1,8—6,0
Порфирит	8,4—14,3
Порфиرويد	9,2—11,1
Руда апатитовая	6,6—10,0
Руда:	
кварцево-пирито-пирротиновая	11,5
магнетитовая плотная	15,5
мартитовая	3,5—4,2
полиметаллическая	7,1—9,0
Сиенит	10,4—13,1
Сланец:	
глинисто-углистый сильно окремненный	7,6
глинистый	0,7—2,7
кварцево-хлоритовый среднезернистый	9,5
песчанистый	5,2—7,4
серицито-хлоритовый окремненный	8,5—8,9
Уголь кузбасский	0,8—2,9
Уголь черемховский	1,4
Флюорит	4,9—6,6
Шпат полевой	14,0

Для характеристики горных пород используют также их агрегатную твердость и контактную прочность. Твердость характеризует способность породы оказывать сопротивление проникновению в него твердого тела. Степень твердости определяется многими методами; сопротивление пород при бурении целесообразно определять по методу д. А. Шрейнера, предусматривающему шлифование поверхностей.

Сопротивление вдавливанию горных пород, кгс/см²

Кварцит бакальский	100
Кварцит шокшанский	65—70
Гранит янцевский	59
Нефелин	58
Доломит окремненный	44
Пирит дегтярский крупнозернистый	42
Ортоглаз	33
Доломит	23
Ангидрид доломитизированный	18
Известняк	15
Мергель ишимбайский	8,7
Кальцит	7,8—3

Л. И. Баронюк предложена упрощенная методика определения сопротивляемости горных пород взрыванию; показатель, характеризующий твердость пород, назван контактной прочностью.

Контактная прочность горных пород, кгс/мм²
(по Л. И. Барону и Л. Б. Глатману)

Филлитовый сланец	31,6
Песчаник ожелезненный	35,4
Глинистый сланец	39,2
Микросиенит полосчатый	54,5
Песчаник крупнозернистый	65,5
Песчанистый сланец	79,6
Известняк доломитизированный	85,5
Мрамор белый кристаллический	105,6
Роговик красно-мартитовый	115
Диорит	138
Мартитовая руда	196
Ортоклаз (полево шпат)	210
Джеспилит мелкозернистый	214
Гранит	239
Пироксенит	249,5
Кварцит мокшинский	290

Абразивность — способность горных пород изнашивать при трении металлы, твердые сплавы и другие твердые тела (табл. 1.12).

Буримость горных пород. Классификацию горных пород по шкале М. М. Протодяконова применяют для ориентировочной оценки пород и при укрупненных проектных и сметных расчетах. Для оперативного нормирования горных работ по бурению применяется двадцатибалльная классификация по буримости горных пород, разработанная рядом институтов по заданию ЦБПНТ и введенная в качестве основной классификации в единые нормы выработки по всем типам буровых машин

Т а б л и ц а 1.12

Шкала абразивности горных пород
(по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову)

2 QU	Породы	Показа- тель абразив- ное гп, мг	Характерные породы
	Весьма мало- абразивные	До 5	Известняки, мраморы, мягкие сульфиды без кварца (галинит, сфалерит, пирротин), апатит, каменная соль
II	Малоабразив- ные	5—10	Сульфидные руды, барито- сульфидные руды, аргиллиты, мягкие сланцы: углистые, гли- нистые, хлоритовые, хлорито- аспидные
III	Нижесредней абразивности	10—18	Джеспилиты, роговики (руд- ные и нерудные), кварцево-суль- фидные руды, магматические тонкозернистые породы, песча- ники кварцевые и аркозовые тонкозернистые, руды железные, известняки кремнистые
IV	Среднеабразив- ные	18—30	Песчаники кварцевые и арко- зовые, мелкозернистые диабазы, плавленый базальт, крупнозер- нистый пирит, арсенопирит, жильный кварц, кварцево-суль- фидные руды, мелкозернистые магматические породы, окварцо- ванные известняки, джаспериоды
V	Вышесредней абразивности	30—45	Песчаники кварцевые и арко- зовые, средне- и крупнозерни- стые, плагиограниты, нефелино- вые сиениты, мелкозернистые граниты, мелкозернистые дио- риты, порфириды, грейзены, лампрофиры, габбро, гнейсы, скарны (рудные и нерудные)
VI	Повышенной абразивности	45—65	Породы магматические, сред- не- и крупнозернистые граниты, диориты, гранодиориты, порфи- риты, нефелиновые сиениты, си- ениты, кератофиры, пироксениты, монцониты, амфиболиты, сланцы кварцевые и окварцованные, гнейсы
VII	Высокоабра- зивные	65—90	Порфириды, диориты, грани- ты, гранитоидные нефелиновые сиениты
VIII	В высшей сте- пени абразивные	Более 90	Корундосодержащие породы

Т а б л и ц а 1.13

Петрографическая характеристика горных пород
(по данным ЦБПНТ) и примерная сопоставительная
таблица классификации горных пород

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Времен- ное сопро- тивление сжатию, кгс/см ²	Категории крепости по шкале М. М. Про- тодяко- нова	Шкала крепости СНИП Госстроя СССР
Глина сухая рыхлая в отвалах. Лёсс рыхлый влажный. Песок. Супесь рыхлая. Торф и растительный слой без корней	I	10		
Гравий. Суглинок легкий лёссовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью гальки и щебня	II	30	X—VIII	I
Галька размером 10—40 мм. Глина мягкая жирная. Песчано-глинистые грунты. Дресва. Лед. Суглинок тяжелый. Щебень различных размеров	III	50	VII—VI	I
Галька размером 41—100 мм. Глина сланцеватая моренная. Галечно-щебенистые грунты, связанные глиной. Песчано-глинистые грунты с включением гальки, щебня и валунов. Соли мелко- и среднезернистые. Суглинки тяжелые с примесью щебня. Угли весьма мягкие	IV	80	VI	II
Алевриты глинистые, слабо сцементированные. Аргиллиты слабые. Конгломераты осадочных пород. Марганцевые окисные руды. Мергель глинистый. Мерзлые породы I—II категорий. Песчаники слабо сцементированные с песчано-глинистым цементом. Угли мягкие. Мелкие желваки фосфорита	V	120	VI	II—III

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категории крепости по шкале М. М. Протодьяконова	
Гипс пористый. Доломиты, затронутые выветриванием. Железная руда-синька. Известняки оталькованные. <i>Мерзлые породы III—IV категорий.</i> Меловые породы мягкие. Мергель неизменный. Руды охристо-глинистые с включением желваков бурового железняка до 50%. Пемза. Сланцы углистые. Трепел. Угли средней крепости с ясно выраженными плоскостями напластования	VI	160		III
Алевриты плотные глинистые. Гипс плотный. Глины песчаные. Доломиты неизменные. Мартитовые руды мягкие. Змеевики оталькованные. Известняки мягкие. Ил плотный мелкозернистый. Конгломераты слабых осадочных пород с известково-глинистым цементом. Мергель известковистый. Опоки тонкозернистые. Сильвиниты с <i>прослойками каменной соли</i> . Сланцы сильно выветрелые: аспидные, хлоритовые, слюдяные. Сланцы охристые и углистые с прослойками глины. Соль каменная с мергелистыми прослойками и включением ангидрита. Солончак плотный. Угли выше средней крепости	VII	210	V—VI	IV
Антрациты и другие крепкие угли. Аргиллиты средней плотности. Глины отвердевшие. Железные руды мягкие. Змеевики с включением асбеста. Колчеданы зоны выщелачивания. Карналлит. Ракушечник. Свинцово-цинковые окисленные	VIII	270	VI	IV

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	¹ Категории крепости по шкале М. М. Прюджьяко-попа	Шкала крепости СНИП Госстроя СССР
руды. Сильвиниты мелкокристаллические. Сланцы: метаморфизованные хлоритовые, кальцито-хлоритовые, серицитовые, кварцево-серицитовые и серицито-хлоритовые, глинистые, углисто-глинистые, слабые песчанистые. Туфы выветрелые. Мерзлые породы VI—VII категорий	VIII	270	VI	I ^{IV}
Алевриты песчано-глинистые. Антрациты плотные и весьма крепкие вязкие угли. Совершенно выветрелые каолинизированные: граниты, гранодиориты, диориты. Диабазы совершенно выветрелые. Выветрелые: железные руды пористые, известняки мергелистые. Лимониты. Мел плотный. Песчаники выветрелые каолинизированные и глинистые крупнозернистые. Совершенно выветрелые каолинизированные: порфириты, сенилиты. Соль калийная. Туфы, затронутые выветриванием	IX	340	IV	V
Апатитовая сахаровидная руда. Брекчии рудные. Граниты сильно выветрелые. Гипсоангидрид. Дуниты сильно выветрелые. Змеевики сильно выветрелые. Известняки мергелистые средней крепости. Конгломераты с глинистым цементом. Сланцы глинистые, кристаллические, слюдяные, серицитовые и талько-хлоритовые, углистые и горючие. Сульфидные брекчиевидные и сульфидно-медно-никелевые руды. Фосфориты слабо сцементированные желваковые.	X	430		

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категории крепости М. М. Протодяконова	Шкала крепости СНИП Госстроя СССР
Церусситовые руды. Перидотиты сильно выветрелые. Песчаники с глинистым цементом		430		
Алевриты с включением кварца. Амфиболиты выветрелые. Аргиллиты плотные. Березиты выветрелые. Бокситы слабо уплотненные. Брекчии джаспероидно-кварцевые и роговиковые кварцевые, в значительной степени раздробленные. Гнейсы биотитовые и пироксеновые разрушенные. Сильно выветрелые: гранодиориты, диабазы. Дуниты выветрелые. Руды гематитовые и мармитовые. Змеевики выветрелые. Известняки крупнозернистые, мраморизованные, доломитизированные. Кварциты выветрелые, минерализованные. Колчеданные руды выветрелые. Марганцевые руды крупнозернистые. Перидотиты выветрелые. Песчаники с известковым цементом. Роговики выщелоченные железистые. Сланцы известково-хлоритовые, известково-глинистые, серицитовые и кварцево-серицитовые, амфиболовые, плотные глинистые. Сульфидные свинцово-цинковые руды. Медно-никелевые руды. Туфы альбитофировые. Филлиты неокварцованные	XI	540	IV—III	
Выветрелые андезиты. Апатито-нефелиновая руда. Аргиллиты весьма плотные. Ангидриты. Базальты, затронутые выветриванием.	XII	660	IV—III	

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категории крепости по шкале М. М. Протодьяконова
Березиты слабо выветрелые. Бокситы плотные. Выветрелые: габбро, гнейсы, граниты, диабазы. Диориты выветрелые крупнозернистые. Доломиты плотные. Дуниты сильно серпентинизированные. Змеевики неизменные. Известняки среднезернистые плотные доломитизированные. Кварцево-турмалиновые выветрелые породы и кварцевые жильные породы с преобладанием сульфидов. Кварцево-карбонатные породы. Кварциты слабо выветрелые минерализованные. Медноколчеданные руды. Конгломераты с галькой из изверженных пород с известковым цементом. Липариты сильно выветрелые. Песчаники аркозовые медистые. Полиметаллические руды среднезернистые. Порфиры кварцевые сильно выветрелые. Роговики пироксен-плагиоклазовые. Выветрелые: сиениты, скарны. Сланцы бескварцевые: хлоритовые, хлорито-серицитовые, крепкие глинистые. Фосфориты пластовые. Слабые хромитовые руды в серпентинитах	XII	660	I V - III
Амфиболиты среднезернистые. Андезиты крупнозернистые выветрелые. Габбро крупнозернистые выветрелые. Слабо выветрелые: граниты, гранодиориты, диабазы. Диориты выветрелые среднезернистые. Железные Руды магнетитовые крупнозернистые и мартитовые плотные. Змеевики плотные.	XIII	820	III

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБПНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категория крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Шкала крепости СНПП Госстроя СССР
Известняки мелкозернистые доломитизированные и слабо скарированные. Кварциты крупнозернистые выветрелые. Кератофиры оруденелые кварцевые. Колчедан медный. Липариты выветрелые крупнозернистые. Магнезиты мелкокристаллические. Мончикиты выветрелые. Руды пентландитовые и пирротиновые медно-никелевые. Песчаники медистые мелкозернистые с известково-кремнистым цементом. Пироксениты оруденелые. Руды полиметаллические с кварцем. Порфиры выветрелые крупнозернистые кварцевые. Роговики оруденелые баритовые. Сиениты выветрелые крупнозернистые. Силириты неизменные. Руды сульфидные массивные. Хромитовые руды в серпентинитах	XIII	820	III	VII
Андезиты среднезернистые выветрелые. Березиты плотные. Габбро. Крупнозернистые: гнейсы, граниты, гранодиориты. Джаспероиды дробленые и интенсивно трещиноватые. Диабазы крупнозернистые. Руды крупнозернистые магнетито-гематитовые. Змеевики весьма плотные. Известняки тонкозернистые, баритизированные плотные и доломитизированные очень плотные. Кварцевые золотоносные жилы с большим содержанием сульфидов. Кварциты трещиноватые минерализованные. Липариты выветрелые	XIV	990	III	VIII

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по Ц Б П Н Т	Пределное сопротивление сжатию, кгс/см ²	I категория крепости по шкале М. Я. Протодьяконова	
среднезернистые. Магпезиты окварцованные. Меднопорфировые крупнозернистые руды. Опоки кремнистые. Пегматиты слюдястые оловосодержащие. Перидотиты слабо выветрелые. Песчаники плотные среднезернистые. Пироксениты. Порфиры выветрелые среднезернистые кварцевые. Роговики оруденелые. Сиениты среднезернистые. Скарны слабо выветрелые. Сланцы окварцованные глинистые, углисто-глинистые, хлоритовые, серицитовые, крепкие глинистые, песчанистые, филлиты. Сульфидно-магнетитовые руды. Титано-магнетитовые руды крупнозернистые. Туфопесчаники. Плотные хромитовые руды в серпентинитах	XIV	990	III	VIII
Альбитофиры неизменные. Амфиболиты мелкозернистые. Березитовые окварцованные золотосодержащие. Среднезернистые: граниты, гранодиориты. Джаспероиды трещиноватые. Джеспилиты, затронутые выветриванием. Диабазы среднезернистые. Доломиты окварцованные. Руды расланцованные магнетитовые, гематитовые и кремне-бурые железняки. Мраморы. Кварц жильный трещиноватый. Кератофиры неизменные. Колчедан окварцованный. Конгломераты из галек изверженных пород с кремнистым цементом. Уды брауцитовые и псиломелановые. Мончикиты, не	XV	1190	II	IX

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБНТ	Временное сопротивление, кгс/см ²	Категория крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Шкала крепости СНиП Госстроя СССР
затронутые выветриванием. Пироксениты оловосодержащие. Руды полиметаллические мелкозернистые с преобладанием пирита. Гранитпорфиры весьма плотные мелкозернистые кварцевые. Руды свинцово-цинковые сурьмяные с прожилками кварца. Скарны с оруденением. Сланцы аспидные. Туфы порфированные. Туффиты известковые пористые. Туфобрекчии альбитофиров. Филлиты	XV	1190	II	IX
Альбитофиры кварцевые. Базальты пористые. Габбро среднезернистые. Габбро-амфиболиты. Среднезернистые гнейсы. Диориты с включением рудных минералов. Дуниты среднезернистые. Магнетитовые руды с включением скарных минералов. Известняки сильно окварцованные. Кварцевотурмалиновые породы и кварцевые жилы с небольшим содержанием сульфидов. Кварциты вторичные и с прослойками железной руды. Кварциты мелкозернистые. Колчеданы сильно окварцованные. Липариты мелкозернистые. Руды браунитовые. Перидотиты среднезернистые. Песчаники кремнистые. Порфиры среднезернистые кварцевые. Порфириты среднезернистые. Роговики гидрогематитовые. Сидериты окремненные. Скарны гранато-пироксеновые. Фосфориты окремненные. Хромитовые руды мелкозернистые	XVI	1430	II	IX

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категория крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Шкала крепости СНИП Госстроя СССР
Альбитофиры плотные кварцевые. Базальты среднезернистые. Мелкозернистые: габбро, граниты, гранодиориты. Грейзены среднезернистые. Джаспероиды сильно окремненные. Дзеспилиты плотные. Диабазы мелкозернистые. Диориты окварцованные. Дуниты плотные. Руды мелкозернистые магнетито-гематитовые. Змеевики окремненные. Известняки кремнистые. Кварц жильный без сульфидов. Микрокварциты с сульфидами. Колчеданы тонкозернистые окварцованные. Пегматиты слабые. Песчаники кремнистые плотные. Порфиры очень плотные кварцевые. Роговики с кварцево-турмалиновыми прожилками. Сиениты плотные и нефелиновые. Скарны. Сланцы кремнистые. 1 рахиты среднезернистые. Яшмы плотные.	XVII	1710	II-	
Андезиты плотные. Базальты мелкозернистые. Гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые, окварцованные. Мелкозернистые диориты. Кварцевые брекчии с кварцевым цементом. Микрокварциты с прожилками кварца. Кератофиры мелкозернистые. Песчаники плотные кварцитовидные. Сиенит-порфиры. Порфиры кварцевые. Порфиры мелкозернистые весьма плотные. Роговики железистые.	XVIII	2040		XI

Продолжение табл. 1.13

Горные породы	Категория крепости пород по ЦБНТ	Временное сопротивление сжатию, кгс/см ²	Категория крепости по шкале Д. М. Протодьяконова	Шкала крепости СИ МП Госстроя СССР
Сиениты весьма плотные мелкозернистые. Скарны мелкозернистые. Сланцы яшмовидные кремнистые. Титано-магнетитовые руды мелкозернистые. Трахиты мелкозернистые весьма плотные. Яшмы весьма плотные	XVIII	2040		XI
Альбитофиры сильно окварцованные мелкозернистые. Весьма плотные: андезиты, базальты. Микрограниты. Джеспилиты очень плотные: диабазы, диориты. Руды плотные гематитовые, микрокварциты неизменные. Колчеданные мелкозернистые сильно окварцованные брекчиевидные руды. Песчаники неизменные кварцитовидные. Порфириты весьма плотные, совершенно не затронутые выветриванием. Роговики весьма плотные железистые. Скарны окремненные. Титано-магнетитовые руды весьма плотные. Яшмы неизменные	XIX	2420		XI
Неизменные сливные: андезиты, джеспилиты. Базальты. Железные руды неизменные гематито-сливные. Кварц сливной. Кремень. Микрокварциты очень плотные сливные. Роговики магнетито-роговообманковые и магнетитовые. Скарны интенсивно окремненные. Титаномагнетитовые неизменные сливные руды. Яшмы в высшей степени плотные, сливные	XX	3000 и более		XI

Все породы разделены на 20 категорий. На шкале буримости для эпсбораторов ПР-30К и ПР-22 (рис. 1) предусмотрены нормативы основного времени бурения одного шпура для 12 интервалов в породах IX—XX категорий. На шкале вместе с нормативами указаны границы между интервалами смежных категорий. В основной части диапазона структура шкалы характеризуется показателем K_m , равным 1,19-1,22.

Нормативы основного времени бурения определяются при следующих условиях: давление сжатого воздуха 5 кгс/см²; диаметр буровой коронки 42 мм; направление шпуров—горизонтальное; бурение с пневмоподдержкой при промывке шпуров водой; нормальная глубина шпура 1,5 м.

На основании шкалы буримости ЦБПНТ разработаны нормы времени на бурение 1 м скважины для буровых станков, применяемых в горнодобывающей промышленности. Нормы выработки и расход времени по всем типам буровых станков приведены в соответствующих разделах.

В отдельных отраслях промышленности разработаны классификации по сборнику ЕНВ на подземные горные работы для рудников цветной металлургии, по нормам на подземные горные работы для шахт Кривбасса 1964 г., по нормам на горнопроходческие работы в угольной промышленности 1952 г. и т. д. Они имеют отраслевое значение и в большинстве привязаны к шкале ЦБПНТ.

Взрываемость горных пород—степень относительной сопротивляемости горной породы разрушению при взрывной отбойке. Степень взрываемости пород характеризуется величиной эталонного расхода ВВ, определяемого в типичных породах каждой категории трещиноватости по формуле

$$Q_{+500} = \frac{1}{V_{+m} V_{+500}}$$

где Q_{+500} — содержание в массиве кусков фракции + 500 мм, %; $1/V_{+500}$ — выход кусков фракции + 500 мм при взрыве с эталонным удельным расходом ВВ, %.

В качестве единых стандартных условий В. К. Рубцов принял: расположение зарядов — однорядное; число зарядов — не менее 5; диаметр заряда — не более 0,02 высоты уступа; перебур — не более $\kappa >$ диаметров заряда; относительное расстояние между зарядами $t = 1$; конструкция заряда — сплошная при длине забойки 0,5 с. п. п.;

"R а ^ монит № 6 ЖВ, взрывание — мгновенное.

К. Рубцов показал, что диапазон изменения эталонного расхода ВВ для различных пород при указанных стандартных условиях находится в пределах 0,3—1,5 кг/см³, т. е. имеет широту $1,5/0,3 = 5$. Было предложено все типы пород по их взрываемости делить на пять категорий (1-14). Исходя из единой шкалы взрываемости на рудниках ставят местные унифицированные классификации пород (табл. 1.15).

Категория порода	f t	Шкала	« г	u г
Л	23,1	•	21,1	1,22
777	18,8	•	17,2	1,20
III	15,5	•	14,1	1,19
III	13,2	•	12,1	1,20
III	10,4	•	10,1	1,19
xг	9,2	•	8,5	1,21
ш	7,5	•	7,0	1,23
ш	6,3	•	5,8	1,24
ш	5,2	•	4,7	1,23
ш	3,8	•	3,8	1,29
ш	2,7	•	2,7	1,29
а	2,1	•	2,1	1,29

Рис. 1.1. Шкала буримости по нормам ЦБПНТ

Т а б л и ц а 1.14

Единая шкала взрываемости (дробимости) пород (по данным В. К. Рубцова)

Категории	Степень взрываемости	расчетного расхода ВВ, кг/м ³ , для фракций +500	Примеры пород и их характеристики			
			Породы	Категория трещиноватости	Коэффициент крепости t	Плотность т/м ³
I	Легковзрываемые	До 0,35	Грано-диорит-порфиры	I	5—8	2,6—2,6
II	Средневзрываемые	0,35—0,6	Сиенит-диориты измененные	II—III	3—6	2,5—2,6
III	Трудновзрываемые	0,6—0,9	Граниты	III—IV	10	2,7
IV	Весьма трудно взрываемые	0,90—1,2	Известняк	III—IV	6—7	2,6
IV	Весьма трудно взрываемые	0,90—1,2	Железная руда	IV	10—12	3,5
V	Исключительно трудно взрываемые	Свыше 1,2	Горблендиты	V	10—12	3,2
V	Исключительно трудно взрываемые	Свыше 1,2	Вторичные кварциты	v	6—8	2,8—3,0
VI	Весьма трудно взрываемые	Крупноблочные вторичные кварциты с редкой вкрапленностью пирита, вкрапленный медный колчедан $k = 0,65$, $<?_0 = 1,2+1,4$				

Примечание. Расчетный расход аммонита № Г-ЖВ при размере кусков 500 мм называется эталонным расходом ВВ.

Классификация пород по взрываемости на карьере ЮГОКа

Т а б л и ц а 1.15

Порода	Коэффициент крепости f	Категория взрываемости пород	Плотность т/м ³	Коэффициент трещиноватости	I Средний удельный расход ВВ, кг/м ³
Выветрелые сильнотрещиноватые, кварцево-хлоритовые и кварцево-амфиболовые сланцы выщелоченные, сильнотрещиноватые мартитовые и лимонитомартитовые роговики	6—10	I — легковзрываемые	3,0	1,25—1,3	I 0,45—0,5
Затронутые выветриванием трещиноватые магнетито-карбонатно-силикатные роговики и кварцево-хлоритовые сланцы, а также трещиноватые, частично выщелоченные мартитовые и лимонитомартитовые роговики	10—12	II — средневзрываемые	3,2	1,2—1,25	0,5-0,56
Карбонатно-магнетитовые роговики сильнотрещиноватые, трещиноватые мартитом-магнетитовые и мартитовые роговики. Слаботрещиноватые магнетито-карбонатно-силикатные роговики, переслаивание безрудного роговика со сланцем (сланцевые прослои до 50)	12—16	III — средневзрываемые	3,3	1,15—1,2	0,59—0,65
Магнетитовые, гематито-магнетитовые и карбонатно-магнетитовые, роговики плотные, слаботрещиноватые, мартитом-магнетитовые и мартитовые роговики весьма плотные, слаботрещиноватые	16—18	IV — трудновзрываемые	3,4	1,12-1,15	0,65—0,7
Исключительно крепкие, магнетитовые и гематито-магнетитовые роговики тонко и неясно полосчатые, монолитные, нетрещиноватые	18—20	V — очень трудно взрываемые	3,4	1,1 — 1,12	0,75—0,85

Дробимость горных пород— способность данных пород оказывать сопротивление диспергированию под воздействием динамической (ударной) нагрузки.

Дробимость определяют по методу, разработанному Л. И. Бароном, В. М. Курбатовым и Р. В. Орловым: породный образец произвольной формы разбивается ударом падающего груза на вертикальном копре и производится ситовой анализ продуктов разрушения. В пробе воспроизводится процесс разрушения горной породы динамически приложенной нагрузкой, причем в качестве основного результата испытания принимается суммарный выход частиц ниже некоторой определенной крупности, т. е. выход дробленого продукта. Показатель выхода дробленого продукта обозначается V_{max} . Кроме того, в качестве дополнительного критерия можно использовать еще один показатель — тангенс угла наклона коммулятивных кривых гранулометрического состава дробленого продукта, построенный в логарифмических осях.

Показатели дробимости ($V_{Макс} > \text{см}^3$) Для горных пород
и минералов ряда месторождений
(по данным Л. И. Барона)

Сиенит	1,18
Скарн	1,2
Диорит мелкозернистый с жилами среднезернистого диорита	1,38
Диорит	1,45
Алевролит известковый трещиноватый	1,73
Порфирит плотный	1,8
Джеспилит	2,0
Сланец песчано-глинистый кварцитовидный	2,1
Песчаник крупнозернистый с внедрением халько- зина	2,1
Порфиرويد слабокремненный	2,2
Джеспилит полосчатый	2,3
Порфиرويد рассланцованный серицитизированный	2,3
Кварцит железистый	2,47
Кварцит	2,48
Лампрофир	2,7
Кварцит железистый	2,7
Известняк мелкотрещиноватый с тонкими про- слойками кальцита	2,8
Гранит биотитовый с гранатом	2,8
Песчаник тонкозернистый с вкраплениями бор- нита	2,9
Песчаник аркозовый	2,9
Песчаник мелкозернистый	3,0
Диорит среднезернистый	3,1
Роговик	3,2
Гранит	3,2
Микрокварцит окпарцованный	3,3
Песчаник окварцованный	3,3
Песчаник	3,3
Сланец серицито-хлоритовый с бедной вкраплен- ностью сульфидных минералов	3,6
Алевролит красный	3,7

Микрокварцит карбонатизированный окварцованный	3,7
Песчаник серый с вкраплением борнита	3,75
Песчаник слоистый	3,8
Грейзен жильный с вкраплением молибденита	3,8
Кварциты вторичные мелкозернистые трещиноватые	4,1
Микрокварцит серицитизированный окварцованный	4,15
Диабаз	4,3
Сerpентин	4,4
Перидотит	4,5
Сланец серицито-хлоритовый	4,7
Гранит	5,1
Руды с промышленным содержанием меди (вторичные кварциты)	5,2
Брекчия роговиково-кварцевая с богатым оруденением антимонита	5,2
Микрокварцит карбонатизированный	5,3
Кварциты вторичные тонкозернистые трещиноватые	5,5
Пироксенит оливиниовый	5,8
Апатит	6,1
Сланец хлористый	6,2
Песчаник красный	6,5
Гранит	6,5

Трещиноватость горных пород и массивов определяется размерами трещин, частотой их расположения и ориентацией. На основании этих положений В. В. Ржевским и Г. Я. Новиком разработана классификация горных пород по их трещиноватости (табл. 1.16).

РАЗДЕЛ II

ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

Глава II

КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ ПО ТЕОРИИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

§ 1. Взрыв, взрывчатое вещество и формы взрывчатого превращения

Взрыв— крайне быстрое физическое или химическое превращение вещества (системы), сопровождающееся переходом его потенциальной энергии в кинетическую энергию газообразных продуктов превращения. Существенным признаком взрыва является резкий скачок давления в окружающей среде, что служит причиной возникновения в ней ударной волны, а в плотных средах (горных породах) — поля напряжений.

Взрывчатые вещества (ВВ) — химические соединения или смеси веществ, способные под воздействием внешнего импульса (удара, нагрева и др.) быстро разлагаться с выделением тепла и образованием газов. Образующиеся под большим давлением сжатые газы, расширяясь, производят механическую работу и создают в окружающей среде ударные волны и поле напряжений.

По своему агрегатному состоянию ВВ могут быть газами (смесь метана или водорода с воздухом), жидкими (нитроглицерин) или твердыми (тротил) телами. Для производства взрывных работ наибольшее распространение получили твердые ВВ. В зависимости от свойств и назначения ВВ подразделяют на различные группы. По характерной форме взрывчатого превращения ВВ разделяют на метательные (пороха) и бризантные.

Порохам в обычных условиях свойственно сравнительно медленное превращение в форме горения, благодаря чему они оказывают на внешнюю среду преимущественно метательное действие. Бризантные ВВ претерпевают быстрое разложение в форме детонации и оказывают на внешнюю среду дробящее (бризантное) действие.

В свою очередь, бризантные ВВ подразделяются на первичные, или инициирующие, и вторичные. В инициирующих ВВ взрыв легко возбуждается простейшими видами внешнего воздействия — поджиганием, ударом, наколом. Для возбуждения взрыва в форме детонации вторичным ВВ требуется мощный начальный импульс. Обычно им служит взрыв небольшого заряда инициирующего ВВ, помещенного в капсуль-детонатор.

Для возбуждения детонации некоторых малочувствительных промышленных ВВ пользуются промежуточным детонатором из более чувствительных вторичных ВВ.

Известны три наиболее характерные формы взрывчатого превращения ВВ: термический распад, горение и детонация.

Термический распад возникает при нагреве ВВ ниже температуры вспышки. Скорость его зависит от температуры нагрева и определяется следующим дифференциальным уравнением:

$$dx/dt = K(m - x),$$

где x — количество прореагировавшего вещества; t — время; K — константа скорости реакции, зависящая от температуры; m — масса вещества.

Если приход тепла при термическом распаде будет больше, чем его отвод в окружающую среду, то температура вещества будет возрастать, что приведет к автоускорению реакции. Наступает так называемый тепловой взрыв, когда с большой скоростью одновременно разлагаются большие массы ВВ. Ускорение реакции возможно и по причине автокатализа, когда промежуточные продукты распада, например окислы азота, катализируют процесс разложения ВВ. Способность ВВ к термическому распаду следует принимать во внимание при определении безопасных условий хранения и переработки ВВ.

Горение возникает при местных нагревах (поджигании, разогреве, трении и т. п.) ВВ выше температуры его вспышки и характеризуется сравнительно медленным (от миллиметров до сантиметров в секунду) распространением по веществу зоны реакции (пламени) в результате прогрева впереди лежащих слоев вещества (кондуктивного прогрева, теплопроводности). В самом пламени скорость реакции высокая, так как температура горения ВВ достигает нескольких тысяч градусов.

Скорость горения, или распространения пламени по веществу зависит от физико-химических свойств ВВ и внешних условий:

$$u = a + bp^v,$$

где a — член уравнения, характеризующий реакцию в конденсированной фазе, не связанный с давлением; v — безразмерный коэффициент, близкий к единице; b — размерный коэффициент; p — давление окружающей среды.

Детонация — процесс взрывчатого превращения, вызываемый прохождением по веществу ударной волны (скачка давления), распространяющийся с постоянной для данного физического состояния вещества сверхзвуковой скоростью порядка 1200—9000 м/с. В отличие от горения детонация мало зависит от внешнего давления и температуры. Разогрев, необходимый для возбуждения химической реакции при детонации, достигается в результате адиабатического сжатия вещества в ударной волне.

Промежуточным режимом между горением и детонацией является так называемое взрывное горение, которое характеризуется непостоянством скорости, достигающей десятков или сотен метров в секунду.

§ 2. Химические реакции при взрыве, кислородный баланс взрывчатого вещества, ядовитые газы в продуктах взрыва, объем продуктов взрыва

В химическом отношении взрыв представляет собой необратимую реакцию превращения исходного вещества или смеси веществ в газообразные продукты. Направление реакции взрывчатого превращения

подчиняется основным законам химической термодинамики. В идеальном случае процесс превращения должен привести к образованию термодинамически наиболее устойчивых соединений и сопровождаться максимальным выделением тепла.

Кислородный баланс — избыточное, достаточное или недостаточное количество кислорода в ВВ по сравнению с количеством, необходимым для полного окисления содержащихся в нем углерода, водорода или других элементов, способных к окислению при взрыве. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс считается положительным, если недостаток — отрицательным (табл. II.1, II.2). При отрицательном кислородном балансе увеличивается образование окиси углерода (CO), при положительном — окислов азота (NO, NO₂).

Т а б л и ц а II.I

Кислородный баланс некоторых компонентов
промышленных ВВ

Вещество	Формула	Молекулярная масса	Кислородный баланс, %
Азотнокислый аммоний	NH ₄ NO ₃	80	+20
Азотнокислый калий	KNO ₃	101	+39,6
Азотнокислый кальций	Ca (N ₂ O ₄) _n ·4H ₂ O	236	+33,9
Азотнокислый натрий	NaN ₃	85	+47,1
Аммиачная селитра водостойчивая марки ЖВ	—	—	+19
Алюминий	Al	27	—84
Аммоний карбоксиметилцеллюлоза	[C ₆ H ₇ O ₂ (OH) ₃ ... X X (OCH ₂ COONa) _n] x	—	—111,3
Натрий карбоксиметилцеллюлоза	[C ₆ H ₇ O ₂ (OH) ₃ ... X X (OCH ₂ COONa) _n] x	—	—99,3
Бумага (целлюлоза) . . .	(C ₆ H ₁₀ O ₅) X	—	—120
Древесная мука	C ₁₅ H ₂₂ O ₁₀	362	—137
Коллоидный хлопок (12,2% азота)	—	—	—36,9
Оксалат аммония	(NH ₄) ₂ C ₂ O ₄ H ₂ O	142	—45,1
Парафин	C ₂₄ H ₅₀	288	—405
Перхлорат аммония . . .	MN ₄ Cl ₄	117,5	+34
Перхлорат калия	KClO ₄	138,5	+46,2
Полнакриламид	(CH ₂ —CH—CO—NH ₂) _n	—	—169
Сажа	C	12	—265
Соляровое масло	—	—	—336
Стеарат кальция	C ₃₆ H ₇₀ O ₄ Ca	607	—274
Сфагнум	—	—	—147
Торф	—	—	—153,2
Уголь древесный	C	12	—266,7
Хлористый аммоний . . .	NH ₄ Cl	53,5	—44,9

Т а б л и ц а П.2

Кислородный баланс некоторых индивидуальных
и промышленных ВВ

ВВ	Формула	Молеку- лярная масса	Кисло- родный баланс, %
Тротил	$C_7H_5N_3O_6$	227	—74
Гексоген	$C_8H_8N_6O_6$	222	—22
Тэи	$C_8H_8N_4O_{12}$	316	—10
Тетрил	$C_7H_5N_5O_{11}$	287	—47,4
Нитроглицерин	$C_3H_5N_3O_9$	227	+ 3,5
Нитроглицерин	$C_2H_4N_2O_6$	152	0
Нитродиглицерин	$C_4H_8N_2O_7$	196	—40,8
Смесь нитроглицерина с нитродиглицерин (6 : 4)	—	—	—14,2
Динитронафталин . . .	$C_{10}H_{12}N_2O_4$	218	—139
Тротил-гексоген (50/50)	—	—	—48
Гранулотол	—	—	—74
Алюмотол	—	—	—76,2
Зерногранулит 30/70 . .	—	—	—45,9
Зерногранулит 79/21 . .	—	—	0
Гранулит АС-8	—	—	+ 0,3
Гранулит АС-4	—	—	+ 0,4
Гранулит М	—	—	+ 0,1
Акватол 65/35	—	—	—12,5
Акватол М-15	—	—	—21,0
Аммонит скальный № 3	—	—	—0,79
Аммонит скальный № 1	—	—	—0,78
Граммонит А 8	—	—	- 0,2
Игданит	—	—	+ 1,4
Динамит 62%-ный ТЗ	—	—	+ 3,4
Аммиачная селитра	NH_4NO_3	80	+ 20

Кислородный баланс рассчитывается по формуле

$$\frac{d \cdot Va + b \cdot A}{I_x}$$

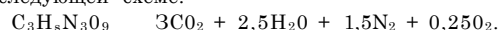
где d — число атомов кислорода; a — число атомов углерода; b — число атомов водорода в молекуле; p — молекулярная масса ВВ; p — атомная масса кислорода.

Для взрывчатых смесей расчет можно вести на один килограмм, тогда в числитель дроби войдет количество грамм-молей соответствующих элементов, содержащихся в 1 кг смеси ВВ, а в знаменатель 1000 вместо I_x .

Если ВВ имеет элементарный состав $CaHbNcOd$ и положительный кислородный баланс, отвечающий условию $d > 2a + b/2$, то согласно второму началу термодинамики (изолированная система стремится к максимальному значению энтропии) химическая реакция при взрыве

должна идти в направлении образования высших окислов углерода (CO) и водорода (H₂O), молекулярного азота (N₂) и кислорода (O₂). Если во взрывчатой смеси содержится металл, например алюминий, то при взрыве должен образоваться высший окисел его (Al₂O₃).

В соответствии с этим нитроглицерин, например, должен разлагаться по следующей схеме:



При отрицательном кислородном балансе, когда кислорода не хватает для полного окисления горючих элементов, преобладают те реакции, которые в расчете на 1 атом кислорода выделяют наибольшее количество тепла. Соответственно кислород будет расходоваться в первую очередь на окисление алюминия до Al₂O₃ (133 ккал на 1 г-атом кислорода), затем водорода до воды (58 ккал), затем углерода до CO₂ (47 ккал). При недостатке кислорода для полного завершения указанных реакций в продуктах взрыва будет присутствовать молекулярный водород (H₂), сажа (C), а также некоторые продукты равновесных реакций (CO, CH₄ и др.). Последние появляются в результате статистического распределения энергии в системе, благодаря чему одновременно происходят как экзотермические, так и эндотермические реакции, между которыми устанавливается некоторое кинетическое равновесие, определяемое температурой (соответствующими константами равновесия).

В смесевых ВВ компонент, имеющий избыток кислорода (положительный кислородный баланс) называют окислителем, а компонент с недостатком кислорода (отрицательный кислородный баланс) — горючим. Соотношение этих компонентов, уравнивающих кислородный баланс (до нулевого), называют стехиометрическим.

При взрыве промышленных ВВ образуется некоторое количество ядовитых газов — окиси углерода (CO), окислов азота (NO, NO₂, N₂O₃ и др.); КД при взрыве выделяют ядовитые пары ртути и свинца.

Основные причины образования ядовитых газов:

1. Отклонение кислородного баланса ВВ от нулевого. При отрицательном балансе закономерно образование окиси углерода, при положительном балансе, особенно для аммиачно-селитренных ВВ, — окислов азота (табл. II.3). В связи с этим на подземных разработках реко-

Т а б л и ц а II.3

Влияние кислородного баланса на количество
ядовитых газов взрыва

ВВ	Кислородный баланс, %	Объем ядовитых газов ВВ, л/кг		
		CO	Окислы азота	Суммарный в пересчете на CO *
Аммонит № 2	+8,7	15	25,1	177,5
Аммонит № 6ЖВ	+0,3	34,9	2,1	48,6
Аммонит 62,5/37,5	— 15,3	125	2,7	142,6

* В соответствии с более сильным токсическим действием окислов азота коэффициент для пересчета на условную окись углерода принят 6,5.

мендуется применять ВВ с кислородным балансом, близким к нулевому.

Горючая оболочка патронов ВВ (бумага, гидроизоляционное покрытие, горючие пластмассы и др.) способна в некоторых условиях взаимодействовать с продуктами взрыва и при недостатке кислорода образовывать токсичную окись углерода (табл. 11.6). По этой причине

Т а б л и ц а П.4

Влияние массы оболочки патронов на образование
окси углерода

Масса оболочки патронов в г на 1 кг ВВ		Объем газов СО, л/кг	Примечание
бумага	парафин		
Аммонит № 6ЖВ прессованный			
Нет	Нет	7,5	
0,5	0,6	17,1	
1,2	1,7	28,3	
2,0	2,5	29,6	
4,0	5,0	35,9	
Аммонит № 6ЖВ			
2,0	2,5	40,8	Донбасс
Полиэтилен		18.2	То же
2,0	2,5	39,42	Северо-Уральский бокситовый руд- ник
Полиэтилен		12—20	То же

Государственным стандартом на промышленные ВВ (ГОСТ 9073—64) масса бумаги ограничивается до 2 г и гидроизоляционного покрытия (парафин—петролатум) на патронах до 2,5 г на 100 г ВВ.

Т а б л и ц а П.5

Влияние дисперсности ВВ на количество
ядовитых газов взрыва

ВВ	Дисперсность ВВ	Объем ядовитых газов, л/иг		
		СО	Окислы азота	Суммар- ный в пере- счете на СО
Аммонит № 6ЖВ	Крупнодисперсный	28,0	9,8	91,8
» № 6ЖВ	Мелкодисперсный	23,9	2,0	36,9
Аммонит ПЖВ-20	Крупнодисперсный	23,8	5,8	61,5
» ПЖВ-20	Мелкодисперсный	21,4	0,9	27,5

2. Неполнота взрывчатого превращения и равновесные реакции. Промышленные ВВ, применяемые на подземных горных работах, пред-

ставляют собой смеси окислителей (аммиачной селитры, других минеральных нитратов) и горючих материалов, в том числе взрывчатых (тротил и др.), в близком к стехиометрическому соотношению. Процесс их взрывчатого превращения состоит из двух стадий: первичного распада (или газификации) компонентов и вторичных реакций взаимодействия продуктов распада между собой.

Если вторичные реакции из-за быстрого охлаждения продуктов взрыва не успевают завершиться, то в них сохраняются токсичные газы от первичного распада компонентов — окислы азота, окись углерода и др. Этому явлению способствует плохое качество смешения компонентов — крупный размер частиц и др. (табл. II.4), так как полнота вторичных реакций зависит от скорости смешения продуктов первичного распада.

Т а б л и ц а II.6

Влияние материалов забойки на образование
ядовитых газов при взрывании аммонита № 6ЖВ

ВВ	Материал	Количество ядовитых газов, л/кг		
		СО	окислы азота j	всего *
Аммонит № 6ЖВ	Без забойки	34—35	2,8—3,3	50—52
	Глина 20 см	32—41,5	1,1—2,0	45—50
	Водяная	11,7—18,5	1,8—3,2	30—32
	Свободно подвешен- ный заряд	33—35	20,5—22,8	167—183

* Примечание. В пересчете на условную окись углерода

Незавершенности вторичных реакций способствует также контакт разлетающихся продуктов взрыва с измельченной горной породой, что приводит к быстрому охлаждению газов, и отсутствие забойки в шпуре, приводящее к быстрому спаду давления (табл. II.6). Но даже при полном завершении вторичных реакций некоторое количество ядовитых окиси углерода и окислов азота образуется в результате равновесных реакций диссоциации углекислого газа (CO_2) и окисления азота.

3. Возможность химического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой, приводящая, в частности, к восстановлению CO_2 до СО. При взаимодействии с серосодержащими рудами возможно образование токсичных окислов серы и сероводорода.

Влияние крепости горных пород на образование ядовитых газов при взрыве показано в табл. II.7. На основании экспериментальных исследований предложена классификация горных пород по количеству образующихся при взрыве однотипных ВВ (аммонитов с близким к нулевому кислородным балансом) ядовитых газов (табл. II.8).

Окись углерода— бесцветный газ со слабым запахом, плотность его по отношению к воздуху составляет 0,967. Растворяется в воде при температуре 15° С. Смесь воздуха с окисью углерода обладает взрывчатыми свойствами.

При небольших концентрациях окись углерода вызывает сильные головные боли, а при больших — наступает острое отравление, выражающееся в потере сознания, судорогах, одышке и головокружении. При отравлении окисью углерода пострадавшего необходимо немедленно вынести на свежий воздух, дать кислород для дыхания, а при остановке Дыхания сделать искусственное дыхание.

Т а б л и ц а П.7

Влияние крепости горных пород на образование ядовитых газов

Взрываема среда	Коэффи- крепости <i>I</i>	Количество ядовитых газов, л/кг		
		окись углерода	окислы азота	всего в пере- счете на CO
Мартитовая руда (влажная)	4	10,3	5,1	43,5
Гидрогематитовая мартито- вая руда (сухая)	4	7,0	5,4	42,1
Хлоритовые сланцы (сухие)	6	18,6	1,3	27,0
Гидрогематитовые мартито- вые роговики (сухие) . .	8	29,8	1,2	37,6
Джеспилиты: сильнотрещиноватые (сухие)	12	20,4	4,5	49,7
трещиноватые (сухие)	12	34,1	1,2	41,9
влажные	14	33,4	1,6	43,8

Т а б л и ц а П.8

Группы горных пород по количеству ядовитых
газов, образующихся при взрывании разных ВВ
(по данным Б. Д. Росси)

Горные породы	Объем ядовитых газов, л/кг		
	окись углерода	окислы азота	всего в пересчете на CO
г р у п п а			
Апатитовая руда , , , .	13,0—21,5	0,06—1,06	14,6—28,0
Нефелин	13,9—19,5	0,01—0,21	14,3—19,6
Калийные соли	7,9—11,6	3,1—4,1	31,1—38,4
Молибденовые руды , ,	4,1—7,4	4,3—4,8	32,0—38,6
Медные руды	6,6—11,2	3,1—4,3	28,5—39,5
Полиметаллические руды	4,2—37,4	0,7—2,8	10,3—44,1
II г р у п п а			
Антрацитовые угли	3,5—6,8	9,5—15,5	54,5—97,8
Глинистый сланец	3,6—7,1	1,3—6,1	12,2—44,1
Свинцово-цинковые руды	18,0—33,4	3,7—9,5	44,4—95,5
Мартитовая руда	13,1—26,3	5,1—10,5	54,7—78,5
Кварцево-альбитовые пор- фиroidы	4,8—30,5	1,7—9,6	35,8—82,2
Золотоносные руды	41,6—43,5	4,5—5,9	75,3—79,9
III г р у п п а			
Джеспилиты	22,3—44,0	12,0—22,6	105,3— 169,5

Предельно допустимое содержание окиси углерода в рудничной атмосфере при длительном пребывании людей не должно превышать 0,02 мг/л (0,0016% к объему).

Содержание окиси углерода в атмосфере в количестве 0,13% опасно для человека при вдыхании ее в течение 0,5—1 ч, а содержание окиси углерода в количестве 0,42% смертельно даже при непродолжительном вдыхании.

Оксиды азота—газы еще более опасные, чем окись углерода. Они имеют резкий характерный запах, цвет желто-бурый. При взрывных работах оксиды азота образуются в виде окиси азота NO, которая, соединяясь с кислородом воздуха, переходит в более устойчивые дву-окись азота NO₂ или в четырехокись азота N₂O₄. При наличии влаги в воздухе, на почве и стенках выработки оксиды азота соединяются с влагой, образуя азотную и азотистую кислоты.

Содержание окислов азота в атмосфере всего лишь 0,02% смертельно для человека даже при кратковременном вдыхании. Предельно допустимая концентрация окислов азота 0,005 мг/л или 0,0001% по объему.

Сернистый ангидрид—бесцветный газ с острым раздражающим запахом и кислым вкусом, сильно ядовит, не горит и не поддерживает горения. При соединении с влагой образует сернистую кислоту. Содержание в атмосфере 0,03% сернистого ангидрида опасно для жизни. Предельно допустимая концентрация в атмосфере 0,0007% по объему.

Сероводород—газ без цвета с характерным запахом тухлых яиц и сладковатым вкусом, очень ядовит, при содержании от 4,3 до 46% с воздухом образует взрывчатую смесь. Содержание сероводорода в атмосфере в количестве 0,05% опасно для жизни. Предельно допустимая концентрация сероводорода 0,0006% по объему.

Пары ртути—без цвета, запаха и вкуса. Отравление выражается в хроническом заболевании центральной нервной системы и почек. Предельно допустимая концентрация паров ртути в атмосфере 0,00001 кг/м³.

Углекислый газ CO₂ не является ядовитым, но вредно действует на работающих под землей. Большая концентрация CO₂ в воздухе нарушает ритм дыхания, вызывает головную боль и шум в ушах.

Действие ядовитых газов учитывают в пересчете на условную окись углерода

$$* = \text{CO} + 6,5\text{NO}_2 + 2,5 (\text{SO}_2 + \text{H}_2\text{S}),$$

где 6,5 и 2,5 — переводные коэффициенты, показывающие токсичность соответствующих газов по сравнению с окисью углерода. Объем продуктов (количество газов) взрыва рассчитывают по предполагаемой реакции взрыва или определяют опытным путем.

Теоретически количество газов взрыва определяют на основании закона Авогадро, считая, что газы взрыва, приведенные к нормальным условиям (температура 0° С или 273 К и давление 760 мм рт. ст.) имеют одинаковый молекулярный объем 22,4 м³/к-моль.

Объем газов при взрыве единицы массы ВВ

$$V_0 = 22,4 \text{ } \xi \text{ п,}$$

где 2 п — суммарное количество -г-молей всех газов взрыва, рассчитываемое по уравнению взрывчатого превращения ВВ.

Если требуется определить удельный объем для других температурных условий, то пользуются уравнением Ген-Люссака

$$V_t = V_0 T / 273.$$

Объем и состав газообразных продуктов взрыва можно определить путем взрывания заряда ВВ в стальной бомбе. Бомбу после взрыва выдерживают в течение 60 мин для охлаждения и выравнивания температуры ее стенок с окружающей температурой. Затем измеряют давление внутри бомбы. Объем сухих газов, приведенный к нормальным условиям (давлением 760 мм рт. ст. и температура 273 К)

$$V_{\text{с.г.}} \sim \frac{p \cdot V}{760 \cdot T}$$

где V — объем бомбы, л; p — избыточное давление в бомбе после взрыва, мм рт. ст.; T — температура газов в бомбе, К.

Затем устанавливают объем сконденсировавшейся воды (бомбу продувают сухим воздухом, который, проходя через сосуды с хлористым кальцием, отдает последнему воду, вынесенную из бомбы), который прибавляют к вычисленному значению $V_{\text{с.г.}}$. После этого вычисляют объем газов взрыва для 1 кг ВВ при парообразной воде

$$V_{\text{г.г.}} / \text{кг}$$

где Q — масса взорванного заряда, кг.

Для сохранности бомбы плотность заряжения, т. е. отношение массы заряда к объему бомбы (или сосуда, в котором взрывается заряд), принимают не более 0,02 кг/л.

§ 3. Теплота, температура и давление газов взрыва

Взрыв можно уподобить своеобразной тепловой машине, в которой потенциальная химическая энергия ВВ превращается в тепловую, а затем в механическую работу при расширении нагретых и сжатых газообразных продуктов взрыва.

Теплота взрыва может быть определена теоретически по формуле реакции взрыва или опытным путем (табл. II.9). Теоретически теплоту взрыва определяют по закону Гесса, согласно которому суммарный тепловой эффект реакций зависит только от начального и конечного состояния системы.

Применительно к взрыву последовательность реакций можно условно представить следующим образом: химические элементы $\rightarrow$ ВВ $\rightarrow$ продукты взрыва.

Тогда теплота взрывчатого превращения

$$Q = \sum v_i \cdot \Delta H_{\text{с.г.}}^{\text{ВВ}}$$

$\Delta H_{\text{с.г.}}^{\text{ВВ}}$ — теплоты образования продуктов взрыва и компонентов ВВ (табл. II.10); v_i — число молей продуктов взрыва в 1 кг ВВ; $\Delta H_{\text{с.г.}}^{\text{ВВ}}$ — масса компонента в 1 кг ВВ, выраженный в г или в г-молях.

Т а б л и ц а П.9

Теплота взрыва некоторых индивидуальных
и промышленных ВВ (по данным Л. В. Дубнова)

ВВ	Плот- ность, кг/см ³	Расчетная величина, ккал/кг	Эксперимен- тальная, ккал/кг
Тротил	0,85	1300	850—870
	1,5—1,6	1300	985—1000
Гексоген	1,5—1,6	1510	1240—1330
Тэн	1,5—1,6	1550	1405
Тетрил	1,5—1,6	1440	1185
Нитроглицерин	1,5—1,6	1510	1475
Нитроглицоль	1,5—1,6	1565	1565
Нитродиглицоль	1,5—1,6	—	1110
Динитронафталин	1,5—1,6	1160	700
Тротил/гексоген (50/50)	1,5—1,6	1405	1146
Гранулотол	1,0	1300	975
Алюмотол	1,1	1831	1260
Зерногранулит 30/70 . .	1,0—1,1	1200	950
Зерногранулит 50/50 . .	0,9—1,0	1120	985
Зерногранулит 79/21 . .	0,9—1,0	1030	1030
Гранулит АС-8	0,9—1,0	1242	1242
Гранулит АС-4	0,9—1,0	1080	1080
Гранулит М	0,9—1,0	920	920
Акватол 65/35	1,45	837	767
Акватол М-15	1,4	1366	1167
Аммонал скальный № 3	0,9—1,0	1360	1360
Аммонит скальный № 1	0,9—1,0	1292	1292
Граммонал А-8	0,9—1,0	1285	1285

Примечание. Для акватолов все значения теплот взрыва даны для составов в водонаполненном состоянии и с учетом теплоты испарения воды, для остальных ВВ — в сухом состоянии.

Между теплотами взрыва, определенными при постоянном давлении Q_p и при постоянном объеме Q_v имеется связь

$$ft' = Q_p + 0,58 \, 2fi.$$

Расчетная теплота взрыва зависит от выбранного уравнения взрывчатого превращения вещества. Для ВВ с нулевым или небольшим положительным кислородным балансом достаточно надежные результаты расчета получаются, если уравнение написать в предположении образования при взрыве высших окислов углерода, водорода и других горючих элементов ВВ и без учета равновесных реакций их диссоциации.

Для ВВ с отрицательным кислородным балансом равновесные реакции могут иметь существенное значение, поэтому тепловой эффект взрыва становится зависимым от условий взрывания, плотности ВВ и степени расширения газов взрыва. Например, с увеличением плотности ВВ (с отрицательным кислородным балансом), плотности заряжения или при наличии массивной оболочки заряда вследствие повышения

Т а б л и ц а 11.10

Теплоты образования индивидуальных ВВ,
их компонентов и продуктов взрыва промышленных СВ

Вещество	ккал/моль		ккал/г Q_y
	%		
	14,2	10,1	44,6
1—5-динитронафтални . .	8,4	— 11,9	—54,6
	— 17,1	—22,3	— 100,4
	—8,0	—13,3	—46,2
	127,0	120,0	379,5
Нитроглицерин	87,2	82,3	362,3
Нитроглицоль	58,3	54,2	360,4
Нитродиглицоль	102,3	97,4	496,5
Азотнокислый аммоний . .	87,36	84,75	1059
Азотнокислый натрий . . .	111,72	110,56	1300,7
Азотнокислый калий . . .	118,093	116,93	1156,6
Азотнокислый кальций . .	224,04	221,7	1351,0
Перхлорат аммония . . .	70,2	67,3	572,8
Перхлорат натрия	93,0	91,5	747,3
Коллоидный хлопок (12,2% азота)	660	645,0	2463,0
	230,3	226,0	1394
Парафин	—	—	(525)
Хлористый аммоний	74,95	73,2	1368
Минеральные (нефтяные) масла	—	—	(480—520)
Стеариновая кислота . . .	223,8	212,2	748
Двуокись углерода	94,51	94,51	2147
Окись углерода	26,88	27,17	970
Вода (пар)	57,78	57,49	3190,3
Вода	68,37	67,50	3754,8
Окись азота	—21,6	—21,6	—720
Метан	18,3	17,7	1103
Аммиак	19,35	17,0	1000
Окись алюминия	399	398,1	3905
Углекислый натрий . . .	269,89	269,02	2538
Хлористый натрий	98,33	98,04	1677
Хлористый калий	104,36	104,07	1396

Примечание. В скобках указаны приблизительные величины для сложных нефтепродуктов на основе данных для индивидуальных алифатических углеводородов.

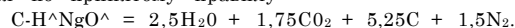
начального давления продуктов взрыва равновесная реакция генераторного газа $2\text{CO} \rightleftharpoons \text{C} + \text{CO}_2$ сдвигается в сторону образования CO_2 и C с дополнительным выделением тепла. Однако при расширении газов H спаде давления эта реакция идет с образованием CO и с поглощением тепла. Поэтому при расчетах задаются некоторым уравнением превращения, в наибольшей мере отвечающим принятым условиям.

Например, для оценки Q_v в начальный момент взрыва (в детонационной волне) наиболее пригодно правило Бринкли—Уильсона, согласно которому, содержащийся в ВВ кислород расходуется на окисления H_2 до H_2O , а его остаток — на окисление C до CO и затем CO до CO_2 ; для оценки теплового эффекта взрыва к концу расширения продуктов взрыва — правило Ле-Шателье, по которому вначале кислород расходуется на окисление C до CO , а его остаток равными долями — на окисление CO до CO_2 и H_2 до H_2O .

В некоторых случаях для оценки потенциальной энергии ВВ, т. е. того максимального количества тепла, которое может высвободиться при взрыве, расчет ведут на Q_{max} , отвечающее наибольшему значению энтропии системы. В этом случае в продуктах взрыва могут содержаться только высшие окислы горючих элементов (H_2O , CO_2) и свободные элементы в молекулярном или атомном состоянии (H_2 , C , N_2).

Q_{max} не зависит от параметров состояния продуктов взрыва, определяется только химическим составом ВВ и, таким образом, является константой ВВ.

Пример. Определить Q_{max} для тротила ($\text{C}_3\text{H}_5\text{N}_3\text{O}_6$). Уравнение разложения по принятому правилу



Теплота взрыва 1 гмоля

$$Q_{\text{ax}} = (2,5 \cdot 57,49 + 1,75 \cdot 94,51) - 10,1 \approx 300 \text{ ккал/моль}.$$

В расчете на 1 кг

$$Q_{\text{max}} = Q_{\text{ax}} \cdot 1000 / M = 300 \cdot 1000 / 227 = 1320 \text{ ккал/кг}.$$

где M — молекулярная масса тротила.

Теплоту взрыва определяют также взрыванием навески ВВ в калориметрической бомбе емкостью около $0,3 \text{ дм}^3$, изготовленной из хромоникелевой стали. Бомбу помещают в водяной калориметр. Плотность заряжания допускается не более $0,02 \text{ кг/дм}^3$.

Температура взрыва

$$t = \frac{Q_v}{n \cdot C_v}, \quad (\text{II.1})$$

где C_v — средняя молярная теплоемкость продуктов взрыва; Q_v — теплота взрыва, кал; n — число молей продуктов взрыва.

Продукты взрыва состоят из газов, теплоемкость которых различна, а сама теплоемкость есть некоторая функция от температуры типа $C_v \sim a + b \cdot t$, где a отвечает значению теплоемкости при 0° (табл. 11.11). Подставив соответствующие значения теплоемкостей продуктов взрыва в формулу (II.1), получим

$$t_{\text{вз}} = \frac{\%na + Y(\%na)^* + 4\%nBOy}{2 \cdot 2] nb}$$

где $\xi_{\text{па}} = n_i a_i \sim \Gamma^{-2} a^{-2}$
коэффициентов.

$CnB \sim i + n.b_2$ — значения

Давление газов взрыва в зарядной камере можно рассчитывать по уравнению Вап-дер-Ваальса

$$P = \frac{RT}{V-a} - \frac{P^0 u T}{(V-c)^2/3}, \quad \text{кгс/см}^2, \quad (\text{II.2})$$

где V — объем зарядной камеры, дм^3 ; a — коволюм газов взрыва, дм^3 (табл. 11.12); P_0 — нормальное атмосферное давление; V_u — объем газов взрыва 1 кг ВВ при нормальных условиях, дм^3 ; $V_u = 22,4$ я, p — число молей продуктов взрыва, гмоль/кг ; T — температура взрыва, К .

Т а б л и ц а 11.11

Значение мольной теплоемкости и приращения
мольной теплоемкости (по Сврро)

Продукт взрыва	Мольная теплоемкость а при 0°С, ккал	Приращение мольной теплоемкости Ь, ккал
	(г · моль · °С)	(ГМОЛЬ · °С)
Двухатомные газы (N_2, O_2) . . .	4,8	0,001
Трехатомные газы ($\text{N}_2\text{O}, \text{CO}_2$) . .	6,2	0,0025
Многоатомные газы (CH_4)	7,5	

Т а б л и ц а II. 12

Значения a (по О. Е. Власову)

Величина коволюма,
выраженная

Газ

$\text{K} \approx 4$
 $\text{O} \approx \text{O}$
 $\text{C} \approx \text{C}$
 $\text{CO} \approx 41$

Азот	28	13,8	0,00062	0,49	7
Водород	2	5,6	0,00025	2,8	7
Водяной пар . . .	18	8,1	0,0036	0,45	12
Кислород	32	11,3	0,00051	0,35	7
Двуокись углерода	44	15,2	0,00068	0,345	13
Окись углерода .	28	15,2	0,00068	0,25	7
Углерод (графит)	12	5,3	—	0,44	6

Объем зарядной камеры V можно выразить через плотность заряжения

$$\Delta_3 = Q/V,$$

где Q — масса заряда, кг.

Если принять массу заряда равной 1 кг, то

$$\Delta_3 = 1/V \text{ и } V = 1/\Delta_3.$$

Подставив это выражение в формулу (II.2), получим уравнение для расчета давления газов в виде формулы Эбля—Нобля.

$$p = \frac{P_0 V_0 T}{[(1/\Delta_3) - c] 273} = \frac{P_0 V_0 T}{(1 - \kappa/\Delta_3) 273} \text{ ат,}$$

Если плотность заряжения не слишком велика, то приближенно коэфф. можно принимать равным 0,001 Кг. Величину $P_0 V_0 T/273 = F$ иногда называют силой или удельной энергией ВВ (но не полной, так как $F < QV$).

Часто для расчетов требуется знать давление продуктов взрыва в объеме самого заряда ВВ, например при сплошном заполнении камеры пластичным или жидким ВВ, т. е. в случае, когда коэффициент заряжения равен 1 и плотность заряжения $\Delta_3 = \rho_0 = 1/V_0$, ρ_0 — плотность ВВ, а V_0 — его удельный объем. Такое давление называют средним давлением взрыва $P_{ср}$, величина которого легко определяется из уравнения (II.2), если в него вместо V подставить V_0 . Далее при расчетах удобнее пользоваться теплотой взрыва.

Заменив

$$T = \frac{P_{ср}}{n C_v} \text{ и } R = C_v(K - 1),$$

получим

$$p = \frac{Q V_0 (K - 1)}{V}$$

где C_v — средняя теплоемкость продуктов взрыва; K — показатель адиабаты расширения продуктов взрыва; $K = C_p/C_v$ (здесь $C_p = C_v + R$).

Для получения значения $P_{ср}$ по уравнению (II.4) с размерностью кгс/см² правую часть уравнения необходимо умножить на величину

§ 4. Формы работы взрыва. Работоспособность и бризантность взрывчатых веществ

Тепловая энергия, высвобождающаяся при химической реакции взрывчатого превращения ВВ в виде энергии сжатых газообразных продуктов и ударной волны, преобразуется при взрыве в механическую работу разрушения горных сред. Среди различных форм работы, совершаемой взрывом в горных породах или других средах, обычно выделяют общее и местное, или бризантное, действие взрыва.

Общим действием взрыва обозначают интегральную работу разрушения (дробления), отрыва, смещения и выброса горной среды, совершаемую взрывом. Оно пропорционально энергии взрыва,

или потенциальной энергии ВВ, или полному импульсу взрыва (рис. II.1). Эти величины определяют и среднюю степень дробления горного массива при взрыве.

Местное (или бризантное) действие взрыва выражается в сильном воздействии взрыва на среду вблизи заряда, обычно в виде эффекта нарушения связей, или дробления. Оно определяется головной частью импульса взрыва (заштрихованная площадь на рис. II.1) и, следовательно, в известном приближении пропорционально максимальному

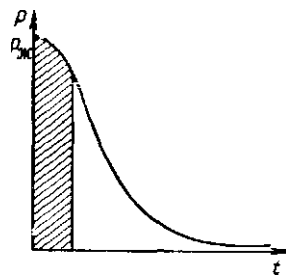


Рис. II.1. Полный импульс взрыва

давлению взрыва или давлению в детонационной волне $P_{ж}$. Полная работа взрыва никогда не равна механическому эквиваленту теплоты взрыва и тем более потенциальной энергии ВВ. Это объясняется тем, что продукты взрыва после совершения работы все еще нагреты до сравнительно высокой температуры, т. е. содержат остаточную энергию. Кроме того, процесс их расширения не строго адиабатный, и значительная доля энергии расходуется на теплообмен с окружающей средой (термодинамические потери энергии взрыва). Потери энергии, связанные с неполнотой или не оптимальным режимом взрывчатого разложения ВВ (отвечающим Q_{max}), называются химическими потерями.

Без учета химических и термодинамических потерь работа взрыва может быть по Чельцову—Беляеву описана как работа, совершаемая продуктами взрыва при расширении их по адиабатическому закону:

где C_y — средняя теплоемкость продуктов взрыва; T_2, V_1, P_2 — начальные параметры состояния продуктов взрыва; T_2, V_2, P_2 — конечные параметры состояния продуктов взрыва (после совершения работы); Q_y — теплота взрыва ВВ.

Из этого уравнения видно, что работа взрыва равна разнице между полной внутренней энергией продуктов взрыва ($C_y T_2$) и остаточной внутренней энергией их к моменту завершения расширения ($C_y T_2$).

Обычно коэффициент преобразования тепловой энергии взрыва в механическую работу не превышает 60%, а на полезные формы работы расходуется и того меньше — не более 15% энергии взрыва. Лишь при взрыве в воздухе, когда требуется формирование ударной воздушной волны (фугасное действие взрыва), в энергию волны передается около 85% энергии взрыва.

Работоспособность и бризантность являются характеристиками ВВ, определяющими их способность производить общую работу и местное дробящее действие взрыва.

Работоспособность ВВ в идеальном случае равна механическому эквиваленту теплоты взрыва. Практически, как следует из формулы (II.5), она меньше Q_y и зависит от объема, состава продуктов

взрыва (через показатель k) и конечных параметров состояния продуктов взрыва (степени расширения) к моменту завершения работы взрыва.

Отношение $A/Q_y = L$ можно определить как термодинамический к. п. д. Он возрастает с увеличением коэффициента k , а следовательно, с уменьшением средней теплоемкости газов C_y . Поэтому величина L будет выше у тех ВВ, в продуктах взрыва которых содержится больше двухатомных газов (с наименьшей теплоемкостью) и меньше твердых материалов (окислов металлов, солей-пламегасителей и др.). С увеличением общего объема продуктов взрыва величина L также несколько возрастает.

Для одного и того же ВВ L возрастает с увеличением степени расширения газов (P_j/P_j) . Если расчет по формуле (11.5) ведут до $P_2 =$

$= 1 \text{ кгс/см}^2$, то получаемую величину именуют идеальной работой взрыва $L_{\text{ид}}$. Эта величина может рассматриваться как кон-

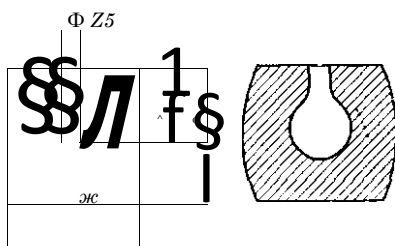


Рис. 11.2. Бомба Трауцля до взрыва

Рис. 11.3. Бомба Трауцля после взрыва

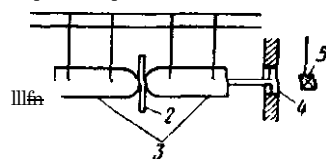


Рис. 11.4. Баллистический маятник для определения работоспособности ВВ:

1 — шкала; 2 — свинцовая пластина; 3 — маятник; 4 — поршень; 5 — заряд ВВ

станта ВВ и мера его полной работоспособности. Идеальной работе взрыва отвечает максимальное значение термодинамического к. п. д. данного ВВ: $\eta_{\text{max}} = L_{\text{ид}}/Q_y$. Причем в данном случае Q_y рассчитывается применительно к условию максимального расширения газообразных продуктов взрыва.

Иногда работоспособность ВВ оценивают по так называемой удельной энергии

$$F = P_0 l_0 \Gamma / 273, \text{ Дж/кг.}$$

В большинстве случаев работоспособность ВВ характеризуют какой-либо сравнительной эмпирической величиной, определяющей в заданных условиях фактическую работу взрыва. Одним из распространенных методов такой оценки является проба Трауцля (рис. 11.2 и 11.3). Заряд ВВ массой 10 г в бумажной оболочке или фольге взрывают в свинцовом блоке цилиндрической формы с сквозным каналом. Емкость блока около 61 см³. Свободную от заряда часть канала засыпают кварцевым песком. В результате взрыва канал бомбы расширяется. Измеряется объем канала бомбы до и после взрыва (заполнением полости водой из мензурки). Разность объемов за вычетом расширения за счет взрыва капсюля-детонатора (КД) (28—30 см³) служит показателем относительной работоспособности ВВ. В данном случае работа взрыва выразилась в пластической деформации свинца. Она составляет 0,5—0,6 от механического эквивалента теплоты взрыва ВВ. В качестве эта-

лонного ВВ принимают тротил, который дает расширение канала свинцовой бомбы 285—300 см³. Гексоген дает расширение 450—470, тэн 480—500, нитроглицерин 550—600, аммонит № 6ЖВ 360—380 см³.

Величина расширения бомбы зависит от ее температуры. Стандартной считается температура 15° С. При 0 °С полученную относительную работоспособность увеличивают на 5%, при -30° С — уменьшают на 6%. Расширение бомбы уменьшается с увеличением плотности для одного и того же ВВ. Поэтому обычно испытания ведут при постоянной плотности 1 г/см³.

Относительную работоспособность определяют также испытанием на различного рода баллистических установках: маятнике (рис. П.4), мортире, плите и др. Суть метода состоит в том, что взрыв совершает работу перемещения (отклонение) свободно подвешенного груза (маятника, плиты) или работу отдачи подвешенной мортiry, в которой

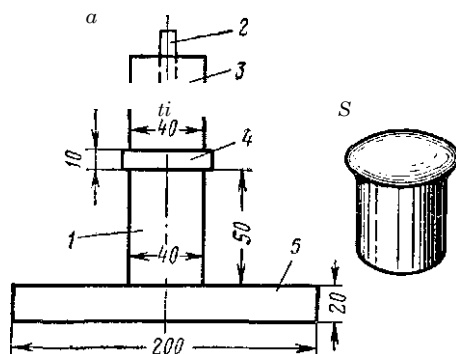


Рис. 11.5. К испытанию ВВ на брызгантность

взрывается заряд. Относительную работоспособность ВВ по результатам испытаний на баллистических приборах можно оценивать по абсолютным значениям полученных величин, например, импульсов взрыва в виде

где M — масса маятника; T — полупериод их колебаний; x — линейное отклонение при взрыве, или по относительным величинам; например по массе заряда испытуемого ВВ, дающего отклонение маятника такое же, как заданная масса эталонного ВВ (тротила).

Брызгантность ВВ в первом приближении можно оценивать по давлению детонационной волны $P_{ж} = \rho_0 D^2 / (n + 1)$. Она, таким образом, пропорциональна квадрату скорости детонации и плотности ВВ.

Многие авторы считают, что брызгантное действие взрыва имеет менее сильную, чем квадратичная например, линейную зависимость от скорости детонации. Это вытекает из представлений, что брызгантное действие взрыва определяется импульсом отраженной от поверхности тела детонационной волны

$$J = \frac{8}{27} m_a D$$

где m_a — активная масса ВВ (разлет продуктов взрыва которой направлен в сторону поверхности разрушаемого тела).

В таком случае бризантность ВВ можно было бы оценивать по скорости детонации при некоторой постоянной плотности. Практически бризантность ВВ (в относительных величинах) оценивают обжатием свинцового цилиндрика (рис. 11.5, а) взрывом стандартного заряда ВВ (проба Гесса). На стальную плиту 5 ставят цилиндрок 1 из рафинированного свинца. Сверху на него кладут стальной диск 4 диаметром 41 мм. На диск ставят патрончик 3 испытуемого ВВ в бумажной гильзе массой 50 г.

Плотность ВВ в патрончике 1 г/см³. Поверх ВВ в гильзе патрончика помещают картонный диск с осевым отверстием. Через это отверстие в патрончик вставляют детонатор 2 на глубину 15 мм. Патрончик укрепляют в вертикальном положении и взрывают его. В результате взрыва верхняя часть свинцового цилиндрика расщепляется и приобретает грибовидную форму (рис. 11.5, б), а высота его уменьшается. Измерив в четырех местах высоту обжатого цилиндрика, вычисляют величину его усадки. По величине усадки оценивают бризантность ВВ в мм. Для каждого ВВ проводят два параллельных опыта. Если разница не превышает 1 мм, то выводят среднюю арифметическую величину.

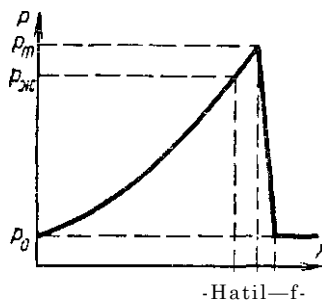


Рис. 11.6. Профиль детонирующей волны

В качестве эталонного вещества для основной пробы Гесса принят перекристаллизованный из спирта тротил, который должен обжимать столбик на 16 мм. По этой пробе тетрил имеет бризантность 18—19, гексоген 24—25, аммонит № 6ЖВ 14—16 мм.

§ 5. Детонация взрывчатых веществ и ее параметры

Согласно гидродинамической теории детонация представляет собой перемещение по ВВ ударной волны, вызывающей химическое превращение вещества с выделением тепловой энергии.

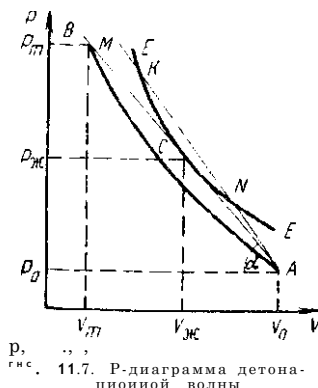


Рис. 11.7. Р-диаграмма детонационной волны

Детонация является стационарным процессом, т. е. распространяется с постоянной скоростью D и амплитудой ДР. Это обусловлено тем, что диссипативные потери энергии в волне, сопровождающие ударное сжатие вещества, компенсируются теплотой реакции превращения ВВ, передаваемой на ударный фронт сжатыми продуктами реакции (продуктами детонации).

Детонационная волна состоит из зоны ударного сжатия вещества b (рис. 11.6) с максимальным давлением P_m , зоны химической реакции a с давлением в конце зоны $P_ж$ и зоны расширяющихся продуктов детонации;

делью детонационной волны по Зельдовичу — Нейману в координатах $P-V$ (рис. II.7) исходное вещество в точке A с начальным удельным объемом $1/\rho_0 = 1/p_0$ (где ρ_0 — плотность ВВ) сжимается в ударной волне до состояния M с параметрами P_m и V_m . Далее начинается химическая реакция, сопровождающаяся выделением тепла, расширением продуктов реакции и спадом давления.

К моменту завершения реакции взрывчатого превращения вещество переходит в состояние, отвечающее какой-либо из точек на ударной адиабате продуктов детонации (Гюгонио) с параметрами P и V . Последняя описывается уравнением

$$1/2 (P + P_0) (V_0 - V) = C_V (\Gamma - T_0) Q_v,$$

вытекающим из закона сохранения энергии в детонационной волне. Непосредственно из уравнений сохранения вытекают соотношения:

$$u = V(P - P_0) / (V_0 - V),$$

где u — массовая скорость продуктов детонации;

$$\Delta P = P - P_0 = P = D u / V_0 = \rho_0 D u; \quad (11.7)$$

$$V_0 / V = P / P_0 = D / (D - u). \quad (11.8)$$

Согласно рис. II.7 уравнение (11.6) может быть переписано в виде

$$D = V_0 \tan \alpha,$$

где α — угол между прямой Михельсона AM и осью абсцисс.

Стационарной может быть только минимально возможная скорость детонации, отвечающая минимальному углу α , а последний отвечает тому случаю, когда прямая Михельсона становится касательной к адиабате Погонно. В точке касания C , называемой точкой Жуге, параметры состояния продуктов детонации $P_{ж}$ и $u_{ж}$ отвечают стационарной детонации. Для этой точки (или плоскости Чепмена—Жуге в детонационной волне) справедливо соотношение

$$D = u + c,$$

где c — местная скорость звука в продуктах детонации.

Таким образом, при стационарной детонации ударный фронт (и примыкающая зона реакции) перемещаются относительно продуктов реакции со скоростью звука в них.

Возможен случай, когда прямая Михельсона проходит выше касательной и пересекает кривую состояния продуктов в двух точках. В точке пересечения K , лежащей выше точки C , давление к моменту окончания реакции превышает давление в точке Чепмена—Жуге, и такая детонация называется *пересжатой*. Невозможность существования самоподдерживающейся стационарной пересжатой детонационной волны следует из того, что в ней $D - u < c$, вследствие чего волна разрежения, всегда следующая при детонации за скачком уплотнения, догонит фронт детонационной волны и давление в нем будет уменьшаться до тех пор, пока не достигнет величины, соответствующей условию

Чепмена—Жуге. С другой стороны, энергия, высвобождаемая при реакции, должна достигать фронта детонационной волны, чтобы поддерживать постоянное значение ее амплитуды. Выполнение этих условий возможно только в тех случаях, если фронт перемещается относительно продуктов реакции со скоростью звука.

Если скорость звука достигается в середине зоны реакции, то имеет место *недсжатая* детонационная волна. Этот случай соответствует нижней точке IV пересечения прямой Михельсона с адиабатой Погонно. Энергия, идущая на поддержание детонационной волны, меньше, чем при деюиашш по Чепмену—Жуге, однако скорость детонации больше.

Основная трудность полных расчетов параметров детонации связана с неопределенностью уравнения состояния для продуктов взрыва конденсированных ВВ ввиду высокого их давления. Обычно применяемые уравнения имеют общий вид

$$P = n p R T f(p, T) - f g(p, T). \quad (II.9)$$

Различие в уравнениях обусловлено различием функций $f(p, T)$ и $g(p, T)$, принимаемых при расчетах. Виды функций, предложенные в уравнении (II.9) различными авторами, приведены в табл. 11.13. Функция $f(p, T)$ описывает главным образом тепловое движение (тепловую составляющую), а $g(p, T)$ — силы, возникающие при межатомном взаимодействии (упругую составляющую давления). С помощью уравнений, приведенных в табл. 11.13, возможен расчет скорости и других параметров детонации. Расчетное значение скорости детонации весьма незначительно зависит от того, каким образом внутренняя энергия распределяется на сжатие и тепловое движение. Температура детонации зависит от этого распределения значительно сильнее. Поэтому правильность выбранного уравнения состояния лучше оценивать по совпадению расчетных и экспериментальных температур детонации, а не скоростей детонации.

Для приближенного вычисления скорости детонации высокоплотных ВВ можно пользоваться выражением

$$D = f(PO) K_t V A T = 643 VT JM + (3600 - 4000) (p_0 - 1,6) \quad (11.10)$$

$$(4000 \text{ при } 1,6; \quad 3600 \text{ при } p_0 < 1,6),$$

основанным на уравнении состояния для продуктов детонации, рекомендованном И. М. Воскобопниковым,

$$T_{ж} = 4,8 \cdot 10^{-4} P_{жж} (a_{ж} - 0,2) M,$$

где M — средняя молекулярная масса продуктов детонации;

$$\Gamma_{ж} = \frac{C_p}{C_v} + 290K,$$

где $K = 0,773 + 7,75 \cdot 10^{-5} Q_v$.

Если принять уравнение *состояния* в виде политроны $P = a z^{-n}$ (пренебрегая тепловой составляющей давления, что допустимо для ЕВ-сокоплотных ВВ), то получим соотношения для параметров детонации, аналогичные соотношениям для идеальных газов:

Уравнения состояния продуктов взрыва

Физическая модель	$i(P, T)$	$e(P, m)$
Идеальный газ	1	0
Абея	$(1 - \alpha d^{-1})$	0
Ван-дер-Ваальса	$(1 - \alpha d^{-1})$	$-\alpha p^2$
Кука	$[1 - MP]^n$	0
Мургаи	$[1 - HP]^n$	0
Беккера	$1 + bp \exp(bp)$	$-\alpha, \beta^2 + pp^*$
Кистяковского — Уилсона—Бринкли	$1 + x \exp(yx);$ $x = p\kappa T^{-a}; \quad a = 0,25,$ $y = 0,3 \text{ или}$ $X = p\kappa (T - 6) - a;$ $a = 0,5; \quad V = 0,09;$ $6 = 400K$	0
Джонса (для средних плотностей заряда)	1	$o(bp - j - cp^2 + dp^3)$
Больцмана — Патерсона	$1 + z + 0,625\Gamma^r +$ $+ 0,287\Gamma^3 + 0,193\Gamma^4;$ $z = bp$	
Ландау—Зельдовича . .	1	αp^3

$$c_{\text{с}}^{\text{д}} \approx \frac{D}{H} \approx \pm \pm; \quad (\text{ПЛ2})$$

$$P = P_0 \cdot \frac{n}{n_0} \quad (11.13)$$

$$\Delta P = P_{\text{ж}} = fV \quad (\text{Н.14})$$

Для большинства индивидуальных ВВ в уплотненном состоянии показатель политропы p близок к 3, хотя в принципе он находится в некоторой функциональной зависимости от плотности ВВ.

В общем виде связь между скоростью детонации и теплотой взрыва может быть представлена выражением

$$\xi \geq V^2 Q (\kappa^2 - 1) / (p_0). \quad (\text{П. 15})$$

которым можно воспользоваться для приближенной оценки скорости детонации нового ВВ, если известна количественная связь между D и Q для какого-либо другого ВВ:

$$D_x D_y = v Q x$$

где индекс x относится к истому ВВ, а индекс $эт$ — к эталонному ВВ.

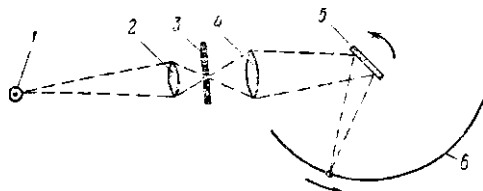


Рис. 11.8. Принципиальная оптическая схема фоторегистра СФР в режиме непрерывной развертки

Обычно кинематические параметры детонации ВВД и u определяют опытным путем, а затем, пользуясь соотношениями (II.7) и (II.8), с достаточной точностью находят давление в детонационной волне $P_{ж}$ и начальную плотность продуктов взрыва MV_m . Если не известна скорость u , но измерена D , то в первом приближении остальные параметры детонации можно оценить по соотношениям (11.11)—(11.14), приняв $n=3$ (при $p_0 > 1$). Давление в детонационной волне при насыпной плотности ВВ (менее 1 г/см^3) составляет десятки-сотни атмосфер, а для уплотненных ВВ—несколько сотен тысяч атмосфер.

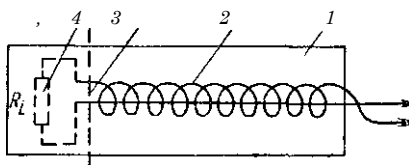


Рис. 11.9. Схема работы реостатного датчика:

1 — заряд ВВ; 2 — датчик сопротивления; 3 — фронт детонации; 4 — сопротивление ионизационного промежутка

Применяемые в настоящее время методы измерения скорости детонации связаны с использованием современной электронно-оптической аппаратуры и позволяют с высокой точностью измерять скорости детонации на сравнительно небольших зарядах.

Фотографический метод измерения скорости детонации основан на регистрации светящегося фронта детонационной волны, распространяющейся по заряду ВВ. Для этой цели применяют фоторегистры или фотохронографы. В настоящее время в СССР широко применяют фоторегистры СФР, ЖФР, ЖЛВ и т. п. с зеркальной разверткой, позволяющие проводить съемку как в режиме непрерывной развертки светящегося изображения, так и в режиме покадровой съемки. На схеме наиболее широко применяемого скоростного фоторегистра СФР (рис. II.8) заряд ВВ 1 расположен перпендикулярно плоскости чертежа. Объектив 2 проектирует изображение исследуемого процесса в плоскости, вертикальной регулируемой щели 3, которая вырезает из этого изображения узкую полоску. Объектив 4 с помощью вращающегося зеркала 5 фокусирует изображение этой полоски на фокальной поверхности, на которой располагается неподвижная фотопленка 6. При вращении зеркала световая полоска, вырезанная из изображения процесса, перемещается вдоль фокальной поверхности, экспонируя при этом пленку.

Сочетание движения изображения по пленке с движением самого процесса дает на пленке линию, наклон которой определяет скорость детонации заряда. Скорость детонации заряда

$$u = \frac{D}{\tan \alpha}$$

где v — скорость развертки изображения; P — коэффициент поперечного увеличения системы, равный отношению длины изображения на пленке к длине заряда; $\angle \rho$ — угол наклона касательной к кривой фотографии.

Относительная ошибка определения постоянной скорости детонации достигает 0,8%, а процесса, идущего с переменной скоростью, — 2,5%.

Осциллографический метод измерения скорости детонации основан на ионизации продуктов взрыва за фронтом детонационной волны. Электрическое сопротивление продуктов взрыва составляет от нескольких единиц до нескольких десятков Ом на 1 мм.

Если к заряду ВВ на некотором расстоянии от другого, называемом базой измерения, к искровым промежуткам приложить некоторое напряжение, то в момент прохождения фронтом детонации искрового

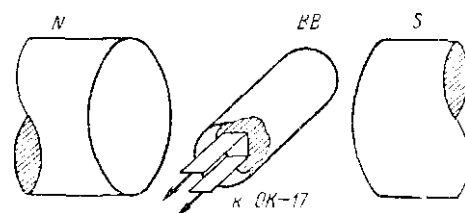


Рис. II.10. Схема электромагнитного метода измерения массовой скорости

промежутка в его цепи возникает электрический импульс, регистрируемый осциллографом. Время между двумя импульсами соответствует времени прохождения детонационной волны между датчиками, расположенными на расстоянии один от другого, являющимся базой измерения. Скорость детонации в этом случае

$$D = Lit.$$

Измерение скорости детонации с помощью реостатного датчика. Для измерения нестационарных, меняющихся подлине заряда скоростей детонации метод средних скоростей не пригоден, а оптические методы не позволяют судить о процессах детонации заряда в непрозрачной оболочке. Наиболее подходящим для этой цели является метод непрерывного измерения скорости детонации по длине заряда с использованием реостатного датчика, сопротивление которого меняется по мере движения фронта детонации.

Реостатный датчик (рис. II.9) представляет собой медный провод диаметром 1 мм с намотанной на него спиралью из эмалированного провода диаметром 0,1 мм с высоким удельным сопротивлением. При прохождении детонационной волны по заряду медный провод замыкается с проводом высокого удельного сопротивления через ионизационный промежуток. Так как сопротивление невелико и изменяется в незначительных пределах, скорость изменения сопротивления датчика будет определять скорость детонации

$$D = \frac{1}{\varepsilon} \frac{dR}{dt},$$

где ε — сопротивление единицы длины датчика; R — общее сопротивление датчика.

Это выражение можно записать в виде $D = \frac{U}{i} \cdot \frac{di}{dt}$ и при $U \sim \text{const}$, где U — напряжение, приложенное к датчику; i — ток, протекающий через датчик,

$$D = \frac{U}{i} \cdot \frac{di}{dt}$$

Следовательно, скорость детонации в любой момент времени определяется тангенсом угла наклона кривой $i = f(t)$, фиксируемой осциллографом. Этот метод позволяет измерить стационарную скорость детонации с максимальной погрешностью до 2%.

Рис. П.П. Профиль массовой скорости, измеренной электромагнитным методом

Электромагнитный метод измерения скорости потока продуктов взрыва, скорости детонации и времени реакции в детонационной волне. Сущность электромагнитного метода измерения массовой скорости (рис. П. 10) основана на том, что при движении проводника в магнитном поле в нем наводится э. д. с. индукции, которая связана со скоростью движения проводника, его длиной и напряженностью магнитного поля соотношением

$$E = \frac{H \cdot l}{10^8} \cdot v,$$

где l — длина проводника, см; v — скорость движения проводника, равная скорости продуктов взрыва, см/с; H — напряженность магнитного поля, Э.

В заряде ВВ помещается П-образный датчик из металлической фольги толщиной 0,05—0,3 мм. Заряд с таким датчиком помещается в однородное постоянное магнитное поле так, чтобы рабочая плоскость датчика при движении пересекала силовые линии. При прохождении детонационной волны по заряду датчик вовлекается в движение продуктами взрыва. Э. д. е., наведенная на его концах, записывается на осциллографе. При постоянных l и H э. д. с. будет функцией только скорости движения датчика, которая при достаточно малой массе датчика совпадает со скоростью продуктов взрыва.

По характерной точке резкого перегиба на осциллограмме записи $i = f(t)$ (рис. П.П) определяют скорость продуктов взрыва в плоскости Чепмена—Жуге и время протекания химической реакции в детонационной волне t .

Одновременно с измерением скорости продуктов взрыва возможно определение средней скорости детонации в одном опыте. Для этого изготавливают датчик специальной формы с двумя перекладками, отстоящими одна от другой на некотором расстоянии, являющемся базой измерения. При подходе детонационного фронта ко второй перекладке на осциллограмме фиксируется резкий выброс скорости.

По найденным значениям u , D и t можно определить давление P в плоскости Чепмена—Жуге, показатель политропы продуктов взрыва γ , ширину зоны химической реакции a :

$$P_i = P_0 D^{2\gamma} u^{2\gamma} - A'' i - 1; \\ a = (D - u) t.$$

При расчете величины a средняя скорость продуктов взрыва принимается равной $1,25 u$, для большинства ВВ скорость продуктов взрыва на фронте детонационной волны составляет $(1,5-1,6) u$.

Для индивидуальных ВВ скорость детонации увеличивается с повышением плотности ВВ, как это видно из формулы (II. 10), причем зависимость имеет линейный характер: $D = a\rho_0$ и $D = D_0 \cdot j$.

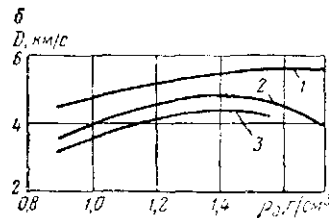
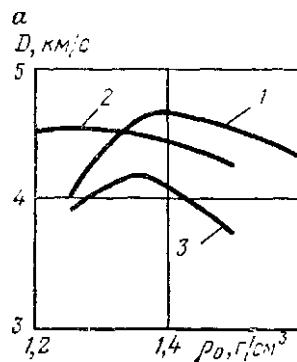


Рис. 11.12. Зависимость скорости детонации от плотности:

a — 1 победит ВП-3; 2 — аммонит ПЖВ-20; 3 — победит ВП-1; б — в зарядах аммонита ПЖВ-20 различного диаметра: 1, 2, 3 — соответственно 100, 40 и 20 мм

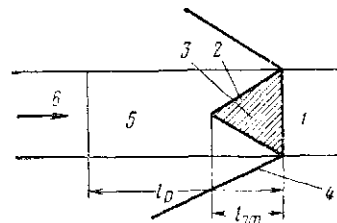


Рис. 11.13. Зона реакции открытого заряда:

1 — исходное ВВ; 2 — фронт волны разрежения; 3 — эффективная зона реакции; 4 — фронт разлета продуктов взрыва; 5 — продукты детонации; 6 — направление распространения детонации; l_D — длина зоны реакции; $l_{эф}$ — эффективная длина зоны реакции

Бро. Обычно при повышении плотности на $0,1 \text{ г/см}^3$ скорость детонации возрастает на $320-400 \text{ м/с}$. Для смесевых промышленных ВВ типа аммонитов такая зависимость при постоянном диаметре заряда наблюдается только до некоторого предела по плотности, а затем с увеличением плотности ВВ скорость детонации начинает падать (рис. 11.12). Такой же экстремальный характер имеет и зависимость бризантности промышленных ВВ от плотности.

Условия устойчивости детонации. Идеальный и неидеальный режимы детонации. Критический диаметр заряда. В основные уравнения гидродинамической теории детонации не входит скорость протекания химической реакции в детонационной волне. Учет этого фактора позволяет оценить влияние поперечного (относительно фронта детонации) размера заряда на параметры детонации и объяснить причину наблюдаемого явления, что для каждого ВВ имеется некоторый минимальный, или критический диаметр цилиндрического заряда $d_{кр}$ или толщина слоя заряда прямоугольного сечения $D_{кр}$, ниже которых детонация не может устойчиво распространяться по веществу.

Так как реакция протекает в течение некоторого времени, то образующиеся газы расширяются в радиальном направлении, благодаря чему в зону реакции входит боковая волна разрежения. Охваченные волной разрежения слои ВВ (рис. 11.13) перестают быть поставщиком энергии на ударный фронт, что влияет на скорость его распространения, а при $d < d_{кр}$ устойчивое распространение детонации вообще невозможно. При $d > d_{кр}$ для вычисления скорости детонации в уравнение (11.15) следует подставить эффективную теплоту взрыва $q_{эф} < q_u$. Исходя из этого,

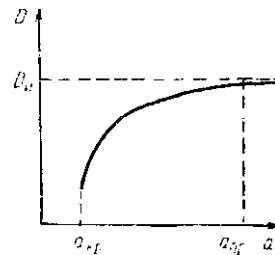


Рис. 11.14. Зависимость скорости детонации от диаметра заряда

$$Cзф = Qv \frac{-V_z - V_p}{y} !$$

где V_z — полный объем зоны реакции и V_z — диаметр заряда; a — протяженность зоны реакции, $a = (D - u)t$; V_p — объем вещества в зоне, охваченной волной разрежения.

Путь пробега волны разрежения $\delta = a\pi$, где w — скорость волны разрежения, примерно равная $0,5D$.

Чем меньше радиус заряда и более протяженная зона химической реакции, тем больше доля вещества, охваченная волной разрежения, и тем меньше скорость детонации (рис. 11.14). С увеличением диаметра скорость асимптотически приближается к максимальному значению D_{max} , отвечающему отсутствию тепловых потерь в волне ($V_p = 0$). Диаметр, начиная с которого скорость детонации практически более не возрастает, называют предельным диаметром d_{np} , а режим детонации при $d \geq d_{np}$ — идеальным. При $d < d_{np}$ скорость детонации может быть подсчитана из соотношения

$$\frac{D}{D_{max}} = \frac{V_z}{V_p} \frac{2 \pm \sqrt{1 - \frac{V_p}{V_z}}}{1 \pm \sqrt{1 - \frac{V_p}{V_z}}}$$

Подставив в это уравнение значения V_z и V_p и проведя некоторое упрощение, получим выражение для скорости детонации при произвольном диаметре ($d < d_{np}$)

где k — коэффициент, принимаемый в пределах от 1 до 4.

При некотором достаточно малом $d_{кр}$ тепловые потери становятся столь большими, что стационарная самоподдерживающаяся детонация становится невозможной.

Впервые качественно условие устойчивости детонации, связанное с поперечным размером заряда, сформулировано Ю. Б. Харитоном. Он выдвинул положение, что детонация может устойчиво распространяться по заряду, если время завершения реакции в детонационной волне не больше времени разброса вещества в радиальном направлении 0. Так как $\Theta = -\frac{1}{2} \frac{D}{u}$ то можно найти диаметр заряда $d_z = d_{lip}$, при котором соблюдается условие

$$V \cdot \frac{1}{2} = e = \frac{P}{2u} \cdot \frac{d_{кр}}{D} \quad D$$

Если принять $a = 3$ и $u = D$, то подставив его значение в по-

следнюю формулу, получим $d_{кр} = a$, т. е. $d_{кр}$ по величине близок ширине зоны реакции в детонационной волне. При насыпной плотности значения $d_{кр}$ следующие: для гексогена — 4 мм, для тетрила и тэна — 5 мм, для тротила — 10—20 мм (в зависимости от размеров кристаллов).

Критический диаметр является показателем детонационной способности ВВ. Но так как кинетика химических реакций при детонации определяется не только химической природой, но и физическим состоянием вещества — его плотностью (или пористостью), размером частиц, вязкостью и др., то и величины $d_{кр}$ и $d_{пр}$ не являются константами ВВ.

Для индивидуальных ВВ $d_{кр}$ уменьшается с увеличением плотности, для большинства смесевых промышленных ВВ зависимость обратная.

Зависимость критического диаметра заряда аммонита ПЖВ-20 от плотности

Плотность, г/см ³	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6
Критический диаметр, мм	11	13	20	22	28

Для индивидуальных ВВ А. Ф. Беляев предложил следующую зависимость:

$$d_{кр} = \frac{as}{1 + bs}$$

где s — характерный линейный размер частицы; a и b — эмпирические коэффициенты.

Влияние размеров частиц компонентов на величину $d_{кр}$ аммонита К-6ЖВ (плотность 0,8—0,9 г/см³) иллюстрирует табл. 11.14.

Для зерногранулата 79/21, имеющего тот же химический состав, что и аммонит № 6ЖВ, $d_{кр}$ примерно в 5 раз больше, чем для аммонита.

Заметное влияние на величину $d_{кр}$ может оказывать пористость ВВ. Так, прессованные шашки из тротила имеют меньший $d_{кр}$, чем литые. Слежавшиеся аммониты хуже детонируют, чем сыпучие. Бездымные пороха, имеющие малопористую рогообразную структуру, имеют низкую детонационную способность (большой $d_{кр}$), хотя и состоят из таких мощных индивидуальных ВВ, как пироксилин и нитрогли-

Т а б л и ц а 11.14

Зависимость критического диаметра заряда
различных ВВ от размеров их частиц

Размер частиц, мкм		*кр. мм	Размер частиц, мкм		V мм
аммиачная селитра	тритил		аммиачная селитра	тритил	
200—400	400—600	19	500—800	200—390	15
200—400	200—400	17	300—500	200—390	17
200—400	100—200	12	200—300	200—380	19
200—400	60—100	11	100—200	200—390	10
60—100	100—200	8—9	CO—1C0	200—390	10
60—100	60	8	!	—	—

церин. Для пластичных ВВ $d_{кр}$ увеличивается с увеличением их вязкости, например при охлаждении.

Все вышеперечисленные факторы влияют на скорость химической реакции и связаны с механизмом этих реакций в детонационной волне.

Различают два основных механизма реакций, определяемых структурой ВВ. В однородных ВВ (жидких и т. п.) в детонационной волне вещество подвергается сплошному сжатию и разогреву; через некоторый период индукции оно мгновенно разлагается по механизму теплового взрыва. В неоднородных ВВ (порошкообразных) при сжатии в ударной волне разогрев неравномерный. В массе вещества на неоднородностях появляются особо сильно разогретые участки («горячие точки»), из которых реакция в форме взрывного горения распространяется на всю массу ВВ. Возможны и промежуточные режимы, *свойственные*, например, сильно уплотненным ВВ, по сохраняющим некоторую пористость.

Помимо факторов, влияющих на $d_{кр}$ за счет изменения скорости реакции, существенное значение имеет характер оболочки заряда, от которого зависит скорость расширения продуктов детонации. Это особенно свойственно порошковым ВВ, в которых газообразные продукты появляются на самых начальных стадиях реакции. На детонационную способность жидких ВВ оболочка заряда влияет слабо, так как основную долю общего времени реакции составляет период индукции, в процессе которого образуется очень мало продуктов.

Чем массивнее и прочнее оболочка заряда, тем в большей мере она снижает $d_{кр}$. Для большинства порошковых промышленных ВВ при взрывании в стальных трубах с толщиной стенок 4—5 мм $d_{кр}$ уменьшается в несколько раз по сравнению с взрывом в бумажной оболочке. Так же влияют стенки из скальных горных пород при плотном зарядании ВВ в зарядной камере. Мягкие грунты влияют слабее.

Т а б л и ц а
Скорость детонации промышленных ВВ в зависимости
от диаметра заряда и характера оболочки

ВВ	Скорость детонации, км/с				
	открытый заряд ($d = 150$ мм)	стальная труба ($d = 50$ мм) (толщи- на стенок 3 мм)	в шпурах ($d = 50$ мм)		В скважинах, крепкий известняк ($d = 150$ мм)
			крепкий известняк	глинистый грунт	
Аммонит № 6ЖВ	4,42	4,45	4,5	4,43	4,5
Зерногранулит 79/21	3,77	3,1	3,18	2,8	4,46
Зерногранулит 50/50 водона- полненные	4,45	4,75	—	—	4,98
Игданит	1,54	—	—	—	3,76
Гранулит АС-8	—	3,29	3,3	2,97	—
Гранулотол водонаполненный	—	5,28	5,3	—	5,39
Акватол 65/35	5,23	4,84	4,82	Отказ	5,39

Аналогичные зависимости существуют для предельного диаметра. Именно этим объясняется тот факт, что ВВ одного и того же химического состава в зарядах равного диаметра, но меньше предельного, отличающиеся по дисперсности, детонируют с различной скоростью (различна доля тепловых потерь относительно ударного фронта). Если однако эти ВВ взрывать в условиях идеального режима детонации (для данного диаметра заряда), т. е. при $d_3 = d_{кр}$, например в прочной оболочке или в скальных горных породах, то скорости будут равны, так как $D_{кр}$ зависит только от химического состава ВВ и его плотности. На этом принципе основано применение современных грубодисперсных (гранулированных) ВВ, которые в скважинах диаметром 150—200 мм детонируют практически с теми же параметрами, что и тонкодисперсные аммониты (табл. 11.15). В шпурах диаметром 50 мм отличия еще ощущаются.

Параметры детонации промышленных ВВ. Основные параметры детонации для ряда промышленных ВВ, приведенные в табл. 11.16, получены на электромагнитной установке А. Н. Дремиевым, К. К. Шведовым и др. Для сравнения приведены данные для некоторых индивидуальных ВВ.

Если известны параметры детонации ВВ и ударная адиабата горной породы, то возможен расчет давления в ударной волне на границе ВВ — горная порода (табл. 11.17).

Т а б л и ц а 11.14

Параметры детонации некоторых ВВ

ВВ	Диаметр заряда, мм	Плотность ВВ, г/см	Скорость детонации, км/с	Массовая скорость, км/с	Давление в конце зоны, кгс/см ² · 10 ³	Показатель политропы	Время реакции т, мкс	Ширина зоны реакции а, мм
Аммонит № 6ЖВ	40	1,0	3,13	1,31	49,7	1,9	—	—
	60	1,0	3,80	1,51	65,5	1,88	—	—
	80	1,0	4,34	1,62	73,2	—	—	—
	100	1,0	4,52	1,64	76,6	1,84	—	—
Аммонит ПЖВ-20	40	0,9	3,69	0,99	32,9	2,74	0,66	—
	60	0,9	4,15	1,04	38,7	3,0	0,73	—
	80	0,9	4,34	1,0	39,1	3,3	0,66	—
	120	0,9	4,40	1,05	41,6	3,2	0,75	—
	100	1,7	5,50	1,12	105	3,9	0,37	—
Зерногранулит 79/21	100	1,0	4,3	1,55	68	1,8	—	—
Гранулит АС-8	100	1,0	4,1	1,6	67	1,6	—	—
Аммонит скальный № 1	100	0,95	5,11	1,8	89	1,8	—	—
Аммонит ВА-4	100	0,92	4,6	1,68	73	1,7	—	—
Акванит № 3	100	1,5	5,45	1,4	117	2,9	—	—
Тротил	40	1,59	6,91	1,61	178	3,3	0,2	0,97
	40	1,0	5,0	1,32	66	2,8	0,47	1,58
Гексоген	40	1,72	8,46	2,12	308,5	3,0	0,1	0,7
	40	0,95	5,8	1,72	94,6	2,37	0,4	1,42
Тэн флегматизированный	40	1,66	8,1	1,83	246	3,42	0,1	0,5
	40	0,95	5,3	1,28	64,5	3,14	0,33	1,53

Т а б л и ц а 11.17

Начальные давления ударных волн в некоторых горных породах

Давление на границе контакта,
10³ кгс/см²

ВВ	н Х п	« С	Л Б О	к 5 Х	- 5 Λ 5 G % ч
Аммонит № 6ЖВ	138	110	108	99	89
Аммонит скальный № 1 . . .	141	120	118	109	89
Акванит № 3	165,5	132,5	129	118	90
Гранулотол водойаполненный	167,5	135	131	120	91,5

§ 6. Чувствительность взрывчатых веществ к взрывному импульсу, механическим и тепловым воздействиям

Чтобы возбудить в ВВ детонацию, ему надо сообщить импульс достаточной интенсивности. Для большинства вторичных бризантных ВВ таким импульсом служит ударная волна от взрыва некоторого наряда инициирующего ВВ или другого более мощного вторичного ВВ (промежуточного детонатора). Другие виды воздействия на ВВ, такие, как удар, нагрев и т. п., могут возбудить взрывное превращение неустойчивого режима.

Минимальный инициирующий импульс. Устойчивую детонацию (при $d_{\text{з}} > d_{\text{кр}}$) возбуждает инициирующая ударная волна с давлением на фронте $P_{\text{кр}}$, превышающим некоторый минимум, свойственный каждому ВВ. Это критическое давление зависит от физического состояния ВВ (его плотности), диаметра заряда и других свойств, определяющих детонационную способность ВВ, а также от длительности фазы сжатия в ударной волне χ_f . С увеличением плотности ВВ и уменьшением диаметра заряда $P_{\text{кр}}$ возрастает, с увеличением χ_f — снижается. Для порошкообразных аммонитов $P_{\text{кр}} = 5$ –10 кгс/см², для прессованных индивидуальных ВВ — 15–30 кгс/см², для жидких ВВ типа нитроглицерина — более 100 кгс/см².

Так как длительность действия волны увеличивается с увеличением инициирующего заряда, то чувствительность ВВ к детонационному импульсу может быть оценена по минимальной величине заряда инициирующего ВВ, вызывающего детонацию в возбуждаемом ВВ. Эту величину называют массой заряда минимального инициирующего импульса и выражают в граммах инициирующего ВВ (табл. 11.18).

Т а б л и ц а 11.18

Величины минимального инициирующего импульса
для ряда ВВ (гемучей ртути; при насыпной
плотности 1 г/см³)

ВВ	Масса заряда мини- мального I иницирующего импульса, г	ВВ	Масса заряда мини- мального иницирующего импульса, г
Тротил	0,25—0,26	Предохранительные	
Тетрил	0,15	аммониты	0,18—0,28
Гексоген	0,14	Детониты	0,12—0,16
Тэн	0,15	Предохранительные	
Динамит 62%-ный	0,14	инитроглицерино-	
Скальный аммонит		ВВ (победиты,	
ЛБ 1	0,19	углепкнты)	0,14—0,2
Аммонит Л° 6Ж.В	0,17		

Для некоторых промышленных ВВ — гранулированных и водо-наполненных, не детонирующих от взрыва КД № 8, требуется более мощный начальный импульс в виде взрыва промежуточного детонатора (табл. 11.19), величина которого зависит от параметров его детонации. Отношение высоты к диаметру шашек — 2:3.

Т а б л и ц а 11.19

Характеристика детонаторов для основных промышленных ВВ пониженной возбудимости

ВВ	Минимальная масса детонатора (г) зависимости от его скорости детонации, км/с		
Зерногранулиты	30		
Гранулиты, игданит . . .	1000	550	300
Акваниты, акватолы, водо- наполненные гранулотол, алюмотол	Не возбу- ждает	300	150

В водонаполненных ВВ нормальная детонация возбуждается при скорости инициирующей волны более 4 км/с, что говорит об их высоком $P_{кр}$. Поэтому в качестве промежуточного детонатора требуются более мощные ВВ — пресеованные шашки-детонаторы из тротила, скального аммонита № 1 и т. п., а из порошкообразных ВВ — детониты, скальный аммонал As 3.

Передача детонации на расстояние. Из закона геометрического подобия взрывных волн следует, что давление на фронте и импульс волны меняются с расстоянием (для сферического заряда) по следующим зависимостям:

$$P = A_p Q^{1/3} / R, \quad J = A J Q^{2/3} / R,$$

где Q — масса заряда, кг; R — расстояние от центра взрыва, м; A_p , AJ — размерные коэффициенты, численно равные удельным величинам соответственно давления и импульса и зависящие от величины Q .

В таком случае, задаваясь величиной $P_{кр}$, необходимой для возбуждения детонации в пассивном заряде, можно найти расстояние от активного заряда данной массы, на котором в волне $P = P_{кр}$,

$$S = \quad (11.16)$$

где — коэффициент, характеризующий свойства ВВ активного и пассивного зарядов и среды между зарядами (воздух, грунт и др.). Начиная с этого расстояния, возможна передача детонации от активного заряда к пассивному.

Так как $P_{кр}$ зависит от t_+ или от полного импульса взрыва активного заряда $J = \rho t_+$ (последний на равных расстояниях пропорционален величине $Q^{2/3}$), то часто пользуются формулой, в которой рас-

стояние передачи детонации принимается пропорциональной массе активного заряда в степени $1/2$:

$$s = k_2 \sqrt{Q}.$$

Эта формула справедлива для зарядов не слишком большой массы (проверена В. Р. Воронцовым на зарядах кубической формы массой до 126 кг). При передаче детонации между зарядами из аммонита № 6ЖВ через воздух $k_2 = 0,42$, для зарядов из чешуирированного тротила $k_2 = 0,24$.

Для очень крупных зарядов, по данным И. И. Тамм, зависимость $S = f(Q)$ приближается к указанной в формуле (11.16).

Расстояние передачи детонации зависит также от химической природы ВВ активного и пассивного зарядов, формы зарядов и их взаимного расположения, плотности пассивного заряда, места иницирования активного заряда, физико-механических свойств среды между зарядами, условий распространения ударных волн между зарядами и условий обтекания ими пассивного заряда и др. Все эти факторы могут учитываться единым эмпирическим коэффициентом k или несколькими множителями в соответствующих уравнениях. Например, в формуле И. И. Тамм предусмотрены множители, учитывающие влияние поперечного размера пассивного заряда $(y^1 d)$ и взрывание зарядов на поверхности земли или вблизи нее $C/\sim 2$ '.

$$S = k_c Y_2 Q Y_d.$$

В этой формуле коэффициент k_{1c} для тротильных зарядов принят равным 1,5, для зарядов аммонита № 6 ЖВ 0,65.

Энергетические характеристики ВВ активного заряда могут быть учтены тротильным эквивалентом a , на который множится вес активного заряда:

$$S = k (aQ)^{1/n},$$

где $n =$ или $1/2$ а коэффициент k тот же, что и для тротильного заряда.

Тротильный эквивалент

где g_i и Q_i — термодинамический к. п. д. взрыва и теплота взрыва данного ВВ; g_{tr} и Q_{tr} — то же. для тротила. При близких значениях 1 , свойственных ВВ схожего химического состава (см. §5.11), о. можно оценивать по соотношению теплот взрыва.

В связи с тем что передача детонации на расстояние зависит от многих случайных факторов, подчиняется статистическим закономерностям, на практике при определении этой величины различают три случая: расстояния, отвечающие 100%-ной, 50%-ной и нулевой вероятности передачи детонации. Первая величина имеет важное значение для зарядов, состоящих из нескольких патронов. Необходимо, чтобы при возможных разрывах между патронами детонация передавалась от боевика на весь заряд. В связи с этим в ГОСТ 9073—64 на патронированные промышленные ВВ введена норма на минимальное расстояние передачи детонации между патронами.

При испытании на *плоты* грунт укладывают два патрона ВВ таким образом, чтобы их оси лежали на одной линии. Один из патронов взрывают с помощью электродетонатора (ЭД). Определяют то максимальное расстояние между патронами, через которое в двух параллельных опытах детонация передается от патрона-боевика ко второму патрону.

Нулевая вероятность возбуждения детонации имеет важное значение для определения расстояний, безопасных по передаче детонаций, при проектировании складов ВВ, различного рода транспортирующих ВВ устройств и др. Эти расстояния гарантируют сохранность ВВ от действия взрывов других зарядов.

По опытным данным, значения коэффициентов k в расчетных формулах для указанных двух крайних случаев (нулевая и 100%-ная вероятность) различаются не более чем на 10%. При заглублении одного из зарядов или установлении между ними земляного вала коэффициент k уменьшается примерно в 1,35 раза.

Передача детонации в плотных средах происходит на меньших расстояниях, чем на открытом воздухе. Так, на воздухе детонация между патронами аммонита № 6ЖВ величиной 100 г и диаметром 32 мм передается на расстояние 10 см, в воде — на 2 см, в песке — на 1 см. Если заряды помещены в трубы, то детонация передается на расстояние, в несколько раз большее, чем на открытом воздухе.

Чувствительность ВВ к тепловым воздействиям. При поджигании в условиях свободного оттока продуктов горения большинство промышленных ВВ сгорает без взрыва. Исключение составляют пластичные динамиты, которые могут при поджигании взорваться. В замкнутом объеме (железнодорожных вагонах, трюмах судов, закрытых помещениях и др.), а также при горении больших масс ВВ горение промышленных ВВ может перейти во взрыв, чему способствует нарастание давления в зоне горения.

Мерой чувствительности ВВ к нагреву служит температура вспышки ВВ, определяемая в специальном приборе (рис. 11.15). Навеску ВВ (0,05 г) в пробирке помещают в металлическую баню, заполненную легкоплавким сплавом Вуда, предварительно нагретую до 100° С. Нагревая баню со скоростью 20° в минуту, фиксируют ту температуру, при которой произошла вспышка ВВ (табл. 11.20).

Чувствительность к лучу огня определяют поджиганием навески ВВ (1 г) в пробирке отрезком огнепроводного шнура (ОШ). Если ВВ поджигают при контакте с горящим шнуром, то определяют то наибольшее расстояние от торца шнура до поверхности ВВ, при котором произойдет поджигание. Длина отрезка шнура 5—10 см. Способность к горению оценивают минимальным диаметром патрона ВВ $d_{кр. г}$, при котором еще возможно устойчивое распространение горения по веществу при заданном внешнем давлении, например при атмосферном, или минимальным внешним давлением $P_{кр. п}$ при котором

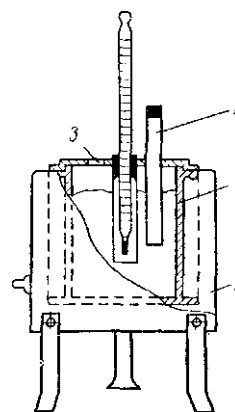


Рис. 11.15. Прибор для определения температуры вспышки:

1 — корпус бани; 2 — футляр; 3 — крышка; 4 — гильза с ВВ

Т а б л и ц а 11.20

Температура ЕСПЫШКИ некоторых ВВ

ВВ	Темпера- тура вспышки, °С	ВВ	Темпера- тура вспышки, °С
Тротил	290—300	Тенерес	275
Гексоген . . .	215—230	Дымный порох . .	290
Тэн	205—215	Аммониты	280—320
Нитроглицерин	200—205	Предохранительные	
Гремучая ртуть	175—180	аммониты . . .	250—350
Лзид свинца	230—340	Пироксилин , . .	195

в патронах выбранного диаметра (например, 32—36 мм) возможно распространение горения (табл. 11.21). Величину $d_{кр.г}$ определяют в стальных манометрических бомбах, заполненных инертным газом при заданном давлении.

Т а б л и ц а 11.21

Характеристики некоторых предохранительных ВВ,
отражающие их способности к горению и поджиганию

ВВ			
		•-с, •	
Аммонит Кб 6>КВ . .	14		1
Скальный аммонит N° 1			0,6
Аммонит ПЖВ-20 . .	13	12,2	0,8-1
Аммонит АП-4ЖВ . .	13		
Угленит Э-6	16		

Воспламеняемость ВВ может быть оценена по навеске, например, пироксилина в смеси с аммиачной селитрой, вызывающей поджигание ВВ в манометрической бомбе.

Все перечисленные критерии необходимы для оценки возможности выгорания предохранительных ВВ и разработки мер предотвращения этого опасного явления.

Чувствительность ВВ к механическим воздействиям зависит как от энергии воздействия, так и от условий деформации (хрупкой, пластической) вещества в данных условиях воздействия, определяющих переход механической энергии в энергию нагрева вещества, приводящего к его взрыву. Из многих видов испытаний и приборов для оценки чувствительности ВВ к механическим воздействиям наиболее широко применяют так называемые копровые пробы. Навеску ВВ (обычно

0,02—0,05 г) помещают между двумя стальными поршеньками в штемпельном приборчике, устанавливаемом на стальной плите. Приборчик помещают под копер, который производит удар грузом с некоторой высоты. Чувствительность ВВ к удару по копровой пробе оценивают либо по максимальной высоте падения груза (10; 5 или 2 кг), при которой еще не наблюдаются взрывы (нижний предел чувствительности), либо по частоте взрывов при заданных высоте падения груза (обычно 25 см), величине груза и числе опытов (обычно 25).

По предложению Н. В. Холева принимают три основных типа приборчиков: ЛБ 1 — с гладкими стенками обоймы, ЛБ 2 — с обоймой, имеющей поперечную канавку (табл. 11.22) и ЛБ 3 — приборчик

Т а б л и ц а 11.22

Чувствительность индивидуальных и промышленных ВВ к механическим воздействиям

- I	Частота взрывов, % (груз 10 кг, У—250 км)				
	30	4	100	100	885
Динамит 02%-ный . . .	30	4	100	100	885
Детонит М	70	100	52	64	2310
Победит ВП-4	100	36	32	88	1750
Аммонит скальный № 1ЖВ	100	52	40	80	1200
Аммонал ВА-4	130	28	24	12	1950
Аммонит ЛБ 6ЖВ . . .	500	0	20	24	2500
Аммонит ПЖВ-20 . . .	250	12	12	28	2150
Зерногранулит 79/21 . .	500	0**	4**	48	2500
Тротил порошкообразный	500	0	28	20 *	1900
Алюмотол	500	0**	3 6 "	84	2100
Акватор 65/35 (водопогло- щенный)	Е00	0	0	0	2000
Акванит ЛБ 3	500	0	0	0	3000
Тетрил (эталон)	150	24	44	—	650
Тан	—	—	100	100	310
Гексоген	—	—	90	—	490
Аммиачная селитра . .	—	—	—	0 - 4	3000

* Для тротил.™ чешуеобразного.

** В измельченном виде.

для испытания жидких ВВ, в котором наиск ВВ помещают в чашечку из мягкого металла. Благодаря различной конструкции создаются разные условия для течения вещества при ударе. Стандартный приборчик по ГОСТ 4545—48 занимает промежуточное положение между приборчиками № 1 и ЛБ 2, так как поршеньки имеют фаски на торцах, что обеспечивает течение вещества.

При испытании на большом копре навеску ВВ величиной 3 г помещают между двумя стальными пластинами диаметром 41 мм и толщиной 10 мм. Величина груза 24 кг.

Чувствительность ВВ к трению испытывают на приборе И-6-2, в котором навеску ВВ величиной 0,03 г помещают между стальными пластинами, вращающимися со скоростью 326 об/мин. Определяют давление прижатия пластин, приводящее к взрыву ВВ за время не более 3 с. Для ужесточения условий испытания к ВВ добавляют 0,01 г кварцевого песка.

Глава III

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

§ 7. Классификация промышленных взрывчатых веществ

Промышленные ВВ классифицируют по химическому составу, условиям применения и эксплуатационным свойствам. Большинство промышленных ВВ представляют собой смеси различных компонентов. Из индивидуальных ВВ в настоящее время практическое применение находит только тротил (тринитротолуол) в виде гранул (гранулол), шашек-детонаторов, литых и прессованных зарядов для сейсморазведки и вторичного дробления. Из смесевых ВВ наиболее широко применяют аммиачно-селитренные ВВ.

Аммиачно-селитренные ВВ. Основным компонентом является аммиачная селитра (нитрат аммония) — синтетический продукт, сравнительно легко разлагающийся во взрывном процессе на газообразные продукты с выделением 20% избыточного кислорода. Аммиачная селитра является слабым ВВ, выделяет при взрыве 1 кг 335 ккал тепла. В больших массах может детонировать со скоростью 1,5—2,5 км/с при наличии мощного детонатора. Аммиачно-селитренные ВВ подразделяют на аммониты, аммоналы, водонаполненные ВВ (аква-толы, акваниты, ифзаниты), динамоны и нитроглицериновые ВВ.

Аммониты. В качестве взрывчатого сенсibilизатора и горючего использован тротил или другие нитросоединения. Аммониты, содержащие другие индивидуальные ВВ: динафталит — смесь селитры с динитронафталином. Различают зерногранулиты, изготавливаемые на гранулированной аммиачной селитре; аммоналы, в которых наряду с другими компонентами содержится алюминий (в гранулированном состоянии — граммоналы); динамоны — порошкообразные смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими веществами; гранулиты — смеси гранулированной аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими веществами; игданит — простейшее аммиачно-селитренное гранулированное ВВ, у которого горючим является дизельное топливо.

В состав нитроглицериновых аммиачно-селитренных ВВ в качестве сенсibilизатора вводится нитроглицерин или его смесь с нитродигликолем (не более 15%). При более высоком содержании нитроэфиров в составе ВВ они относятся к динамитам.

Водонаполненные аммиачно-селитренные ВВ содержат в качестве пластифицирующей добавки водный гель.

В настоящее время применяют некоторые предохранительные ВВ, содержащие в качестве окислителя натриевую или калиевую селитру в сочетании с хлористым аммонием — угленипы. Применяют также смеси и сплавы нитросоединений, не содержащие окислителей — алюмотол, пентоллг (сплав тротила с тэном), смеси ТГ (тротил—гексоген). Последние два применяют для изготовления шашек-детонаторов.

По применению промышленные ВВ подразделяют на три группы:

1. ВВ, пригодные только для открытых работ. Их состав полностью не сбалансирован по кислороду, и вследствие этого они могут выделять при взрыве большое количество ядовитых газов.

2. ВВ, предназначенные для открытых и подземных работ в шахтах, где отсутствуют взрывчатые концентрации горючих газов и пыли.

3. Предохранительные ВВ, предназначенные для угольных и других шахт, опасных по взрыву горючих газов (метана, водорода) и легко воспламеняющихся пылей (угольной, сланцевой, серной). По степени безопасности они подразделяются между собой на несколько классов в зависимости от условий применения в шахтах.

В классификации применяемых в СССР промышленных ВВ по условиям применения (табл. 11.23) классы ВВ соответствуют принятой

Т а б л и ц а 11.23

Классификация промышленных ВВ по условиям применения

Класс	Группа	ВВ
I. ВВ только для открытых работ	1. Гранулированные водоустойчивые ВВ для крепких и весьма крепких пород в обводненных забоях	Алюмотол, грапулотол, зерногранулиты 30/70, 30/70-В и 50/50-В, граммоналы А-45, А-50
	2. Водонаполненные текучие ВВ для сухих и обводненных скважин в крепких и весьма крепких породах	Акваторы 65/35, М-15; ифзаниты Т-20, Т-60
	3. Водонаполненные гелеобразные ВВ для длительного заряжания под воду	Акватор АВ
	4. Кумулятивные наружные заряды для вторичного взрывания	Заряды ЗКП
	5. Промежуточные детонаторы для инициирования гранулированных и водонаполненных ВВ	Шашки Т-400, Ш-400, ТГ-500, ПТ-150

Продолжение табл. 11.23

Класс	Группа	ВВ
II. ВВ для открытых и подземных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли	1. Гранулированные неводоустойчивые ВВ для пород средней крепости и крепких в сухих и влажных забоях	Зерногранулит 79/21, гранулиты АС-4 и АС-8, гранулиты М и С-2, игданит
	2. Гранулированные водоустойчивые ВВ для пород средней крепости и крепких в обводненных забоях	Граммонал А-8, гранулиты АС-4В и АС-8В
	3. Патронированные и порошкообразные аммониты и аммоналы для сухих и обводненных забоев	Аммонит № 6ЖВ, аммоналы: водоустойчивый, скальный № 3; динафталит
	4. Нитроглицериновые ВВ патронированные	Детониты М, 10А
	5. Прессованные аммониты	Аммонит скальный ЛБ 1
	6. Пластичные и текучие водонаполненные ВВ	Акваинты
III. Предохранительные ВВ для породных забоев, опасных по метану, и специального назначения	1. ВВ для работ в породных забоях	Победит ВП-4, аммонит АП-5ЖВ
	2. ВВ для серных шахт	Серный аммонит ЛБ 1ЖВ
	3. ВВ для шахт, опасных по нефтяным парам	Нефтяной аммонит № 3ЖВ
IV. Предохранительные ВВ для угольных и смешанных забоев шахт, опасных по газу или пыли	1. ВВ типа аммонитов	Аммонит Т-19, аммонит ПЖВ-20
V. ВВ повышенной предохранительное TM для угольных, смешанных забоев и специальных работ в шахтах всех категорий	1. Нитроглицериновые ВВ в патронах	Углениты Э-6, ЛБ 5
	2. ВВ в водонаполненных полиэтиленовых оболочках	Патроны ПВГЫ-У
VI. Высокопредохранительные ВВ для отбойки угля и специальных работ в шахтах, особо опасных по газу	1. То же	СП-1

СЭВ Единой классификации промышленных ВВ. Значительная часть аммиачно-селитренных ВВ выпускается по ГОСТ 9073—64, тротил — по ГОСТ 12696—67, остальные — по межреспубликанским техническим условиям (МРТУ).

Наряду с предохранительными ВВ V и VI классов для особо опасных условий угольных шахт предназначены специальные заряды беспламенного взрывания.

§ 8. Физические и физико-химические характеристики промышленных взрывчатых веществ

Наиболее важные физические и физико-химические характеристики промышленных ВВ, имеющие практическое значение: плотность; дисперсность, или гранулометрический состав; сыпучесть; пластичность; текучесть; гигроскопичность; влажность; слеживаемость; водостойчивость; расслаиваемость; пыление; летучесть; эксудация; старение и химическая стойкость.

Плотность. Различают собственную или истинную плотность ВВ, плотность ВВ в заряде, насыпную или гравиметрическую плотность (для сыпучих ВВ) и плотность заряжения.

Истинная плотность — собственная плотность вещества, т. е. масса единицы объема данного химического вещества (для твердых ВВ — плотность монокристалла). Для смесевых ВВ истинная плотность рассчитывается по формуле

$$\frac{1}{\rho} = \frac{a}{\rho_1} + \frac{b}{\rho_2} + \dots$$

где a и b — весовые доли компонентов смеси; ρ_1 и ρ_2 — истинные плотности компонентов.

Истинная плотность является функцией температуры вещества. Плотность ВВ в заряде (патроне, пашке) определяет количество (массу) вещества в объеме заряда. Иногда ее выражают в относительных величинах — долях от истинной плотности ВВ.

Насыпная плотность — характеристика, относящаяся только к сыпучим ВВ. Определяем вес единицы объема свободно насыпанного вещества. Важная характеристика, позволяющая рассчитать величину заряда при засыпке ВВ в скважину.

Плотность заряжения D в строгом понимании — масса ВВ, отнесенная к полному свободному объему зарядной камеры (выбуренному объему за вычетом объема, занимаемого забойкой). Иногда этой величиной характеризуют массу ВВ, отнесенную только к занимаемой им части объема камеры $D = \frac{m}{V}$ где d — диаметр

скважины или шпура; h — высота или длина заряда).

Дисперсность ВВ — степень их раздробленности (измельчения). Гранулометрический состав гранулированных и крупнозернистых ВВ — характеристика распределения гранул (зерен) по размерам. Обе эти характеристики обычно определяют ситовым анализом — рассевом на фракции с помощью набора сит с последовательно убывающим размером отверстий.

Сыпучесть — способность ВВ свободно, под действием собственного веса, высыпаться из тары, заполнять при зарядании зарядную полость и перемещаться по шлангу при пневмозарядании. Сыпучесть является важной характеристикой непатронированных ВВ, предназначенных для пневматического зарядания. Сыпучесть можно оценивать по величине угла естественного откоса или скорости прохождения ВВ через калиброванное отверстие воронки (бункера). Чем меньше угол и больше скорость потока, тем выше сыпучесть. Лучшей сыпучестью обладают гранулированные ВВ. Сыпучесть порошкообразных ВВ в большинстве случаев недостаточна для высокопроизводительного зарядания россыпным ВВ или пневматическим способом. У таких ВВ сыпучесть особенно сильно зависит от содержания влаги: с возрастанием влажности до 1,0% сыпучесть резко падает.

Пластичность — способность ВВ к неупругой деформации. Пластичные ВВ способны легко деформироваться под воздействием внешних нагрузок и сохранять придаваемую им форму. Ее можно определить по деформации (усадке) столбика ВВ под силой собственной тяжести и по усилию пропикания иглы в массу вещества. Способность пластичных ВВ легко деформироваться позволяет достигать плотности зарядания, близкой к плотности самих ВВ. Пластичность ВВ снижается с понижением температуры. В некоторых ВВ она снижается и в результате «старения» — физико-химических процессов, происходящих в веществе. Иногда пластичность можно восстановить разминанием патронов руками или размешиванием массы механическим способом (ВВ, обладающие тексотропными свойствами).

Текучесть — характеристика низковязких водонаполненных ВВ, показывающая способность заполнять зарядную камеру под силой собственной тяжести. В сильной степени зависит от температуры вещества.

Гигроскопичность — способность вещества самопроизвольно поглощать влагу из воздуха и увлажняться. Увлажнение происходит, начиная с определенных значений относительной влажности и температуры окружающего воздуха, характерных для каждого вещества и зависящих от его химического строения. Гигроскопичность вещества характеризуется гигроскопической точкой, выражаемой в процентах относительной влажности воздуха, при которой вещество не подсыхает и не увлажняется. Чем выше гигроскопическая точка вещества, тем менее гигроскопично вещество. Величина гигроскопической точки зависит от температуры: с повышением температуры она у большинства гигроскопических веществ снижается, а скорость поглощения влаги возрастает. К гигроскопическим относятся аммиачная селитра (гигроскопическая точка ее при 25° С равна 62,7%), кальциевая селитра (44%), натриевая селитра (74,5%), хлористый натрий (75,5%). Все промышленные ВВ, в состав которых входят эти или другие гигроскопические компоненты, в той или иной степени гигроскопичны. Наиболее гигроскопичны аммиачно-селитренные ВВ. Гигроскопическая точка большинства аммиачно-селитренных ВВ при температуре 15—20° не превышает 68%. Поэтому они при хранении часто увлажняются. Увлажнение нарушает их физическую стабильность (способствует слеживанию, эксудации), снижает чувствительность к детонации и водоустойчивость.

Слеживаемость — способность сыпучих ВВ превращаться в связанную массу с полной потерей сыпучести и, как правило, значительным снижением детонационной способности.

Слеживание чаще всего происходит в результате кристаллизации из пленочного раствора легко растворимых солей, входящих в состав смесевых ВВ, которые связывают твердые их частицы микрокристаллическими мостиками. От количества и прочности таких мостиков зависит степень слеживания. Количество и прочность мостиков, в свою очередь, находятся в прямой зависимости от исходной влажности и температуры ВВ, способности компонентов растворяться в воде и степени изменения растворимости от температуры.

Поскольку аммиачная селитра очень хорошо растворяется в воде, все ВВ на ее основе способны сильно слеживаться, если в их составе нет добавок против слеживаемости. Слеживанию способствует модификационное превращение кристаллов аммиачной селитры при переходе через температурную точку $32,3^{\circ}\text{C}$, сопровождающееся увеличением объема. Поэтому колебание температуры аммиачно-селитренного ВВ при хранении с переходом через указанную температурную точку модификационного превращения весьма нежелательно.

Покрытие ВВ разрыхляющими, опудривающими или гидрофобизирующими добавками некоторых веществ предохраняет ВВ от слеживания.

Водоустойчивость ВВ порошкообразной структуры — способность противостоять проникновению воды внутрь его патронов (зарядов), которая может нарушать их структуру, вызвать флегматизацию и привести к снижению взрывного эффекта или к полному затуханию детонации. Проникновению воды препятствуют капиллярные силы гидрофобных пор, образующихся между частицами уплотненного порошка, поверхность которых не смачивается водой. Поэтому в состав порошкообразных ВВ вводят гидрофобные добавки. Чем меньше диаметр и выше гидрофобность пор, тем выше водоустойчивость порошкообразных ВВ. Повысить ее можно увеличением дисперсности (тонкости помола) ВВ и уплотнением патронов или зарядов при беспатронном зарядании. Патроны мелкодисперсных хорошо гидрофобизированных аммонитов выдерживают многочасовое пребывание в обводненных шпурах и скважинах. В непатронированном виде аммониты, однако, непригодны для зарядания засыпкой в воду, в которой они не тонут, а при принудительном потоплении смешиваются с ней и сильно флегматизируются.

Сплошные ВВ (пластичные динамиты, водонаполненные и загущенные акватолы и акваниты, литые куски и шашки тротила) водоустойчивы потому, что в них почти полностью отсутствуют поры, через которые могла бы проникнуть вода, а выщелачивание водорастворимых компонентов происходит замедленно, в основном за счет поверхностной диффузии.

Степень водоустойчивости порошкообразных ВВ можно характеризовать величиной гидростатического давления столба воды, необходимого для проникновения ее внутрь заряда, или времени, в течение которого заряд сопротивляется ее проникновению при определенном заданном давлении.

Под водоустойчивостью сыпучих гранулированных ВВ понимают способность гранул не растворяться в воде или противостоять проникновению ее внутрь и устойчиво детонировать при засыпке в воду, которая в этом случае заполняет все воздушные промежутки между гранулами. Степень водоустойчивости таких ВВ зависит от величины и плотности гранул, способности их не растворяться и не разрушаться в воде. Ее можно также характеризовать временем, в течение которого

водонаполненные заряды не теряют способности детонировать и не снижают своего взрывного эффекта.

Расслаивание— самопроизвольное или под влиянием внешних причин разделение ВВ на составные части или на отдельные компоненты, происходящее с некоторыми сыпучими и пластичными ВВ, которые состоят из разнородных по форме или физическому состоянию, размерам и удельному весу составных частей. Небольшое расслаивание иногда наблюдается при засыпке или пневматическом зарядании зеро-гранулитов, получаемых механическим смешением гранулированной селитры с гранулированным или чешуированным тротилом. При большой скорости потока в процессе пневмозарядания может срываться и отслаиваться древесная мука у гранулята С-2, алюминиевая пудра у гранулитов АС-4 и АС-8, дизельное топливо у игдапита. При хранении этих ВВ, в процессе которого возможно их увлажнение, под действием силы тяжести может происходить стекание в нижние слои жидкого компонента.

Хорошо приготовленные ВВ в нормальных условиях хранения и применения расслаиваются незначительно, и этот фактор в большинстве случаев не влияет существенно на результаты взрыва.

Расслаивание наблюдается у водонаполненных акваторов, у которых при недостаточном загущении жидкой фазы и длительном хранении ВВ происходит постепенное оседание и скапливание в нижних слоях крупных твердых частиц компонентов. Могут отслаиваться крупные частицы соли у предохранительных ВВ до их патронирования.

Пыление— способность сыпучих ВВ при обращении с ними загрязнять окружающую атмосферу своими мелкодисперсными (пылеобразными) частицами или делать ее взрывоопасной. Пыление находится в прямой зависимости от дисперсности ВВ, состояния поверхности его частиц (степени увлажнения, ожиривания) и скорости потоков, создаваемых в процессе пневмозарядания.

Пыление наиболее часто наблюдается при зарядании пневматическим способом. Его можно существенно понизить или полностью устранить увлажнением или дополнительным ожирением ВВ маслом, подбором соответствующих пневмозарядчиков с пылеулавливающими устройствами и режимов зарядания.

Летучесть — способность некоторых компонентов ВВ частично или полностью улетучиваться (испаряться, сублимировать) в процессе хранения или применения. Летучесть зависит от температуры испарения (упругости паров) компонентов и окружающих условий, в которых находится ВВ. Чем ниже температура испарения (выше упругость паров) и выше окружающая температура или воздухообмен над ВВ, тем быстрее будут испаряться из него такие компоненты. Частично улетучиваются нитроэфиры из нитроэфировых ВВ, с чем связано их токсичное действие, а также вода из водонаполненных ВВ при недостаточной герметичной их упаковке.

Эксудация— способность жидких компонентов мигрировать из состава ВВ под действием капиллярных сил. Эксудации способствуют увлажнение и попеременное нагревание и охлаждение ВВ, а также внешние сдавливающие нагрузки, действующие на него. Эксудировать могут нитроэфирные ВВ, особенно если в них нитроэфиры недостаточно связаны загустителем или поглотителем. Эксудация таких ВВ повышает опасность обращения с ними и требует применения соответствующих мер предосторожности.

Старение. Структура геля пластичных ВВ со временем изменяется, снижаются его вязкость и пластичность, удаляются воздушные пузырьки, которые способствуют детонационному превращению зарядов. Разминанием и повторным перемешиванием можно восстановить пластичные свойства постаревшего ВВ.

Стабильность ВВ—способность сохранять первоначальные физико-химические и взрывчатые характеристики на протяжении гарантийного срока использования.

Физическая стойкость — способность ВВ сохранять свои физические характеристики и структуру в нормальных условиях хранения и применения (низкая влажность, умеренная температура, отсутствие внешних уплотняющих нагрузок и т. д.).

Химическая стойкость— способность ВВ сохранять химический состав и химические свойства в пределах, обеспечивающих достаточную безопасность их хранения и применения. Она зависит от химической природы, чистоты и условий хранения ВВ. Некоторые ВВ способны к самоускоряющемуся химическому разложению при неблагоприятных условиях хранения. Разложение нитроэфирных ВВ может произойти, например, при попадании в их состав примесей минеральных кислот, аммиачно-селитренных ВВ, при взаимодействии раствора аммиачной селитры с сернистыми и некоторыми другими соединениями. При зарядании акватором обводненной скважины входящий в состав ВВ мелкодисперсный алюминий может вступить во взаимодействие со щелочью при наличии ее примесей в воде.

В нормальных условиях хранения и применения все выпускаемые в СССР промышленные ВВ химически достаточно стойки.

§ 9. Взрывчатые вещества для открытых горных работ

(класс I)

Гранулотол и алюмотол. Гранулотол является гранулированным тротилом. Алюмотол представляет собой гранулированную смесь тротила с 15% алюминиевого порошка. Размер их сферических гранул 3—5 мм. Благодаря крупному размеру, гладкой поверхности и относительно высокой плотности (табл. 11.24) гранулотол и алюмотол хорошо тонут в воде, а также в более плотных жидкостях и шламах, сыпучи в сухом и мокром состоянии. Эти ВВ негигроскопичны, нерастворимы в воде и имеют высокую стабильность. Гранулотол и алюмотол имеют практически неограниченную водоустойчивость: долгое время их заряды, находясь в воде, в том числе и проточной, полностью сохраняют взрывчатые характеристики и поэтому они пригодны для подводного взрывания на больших глубинах.

На открытых горных разработках их применяют при взрывании обводненных скважин в крепких и весьма крепких породах. При взрыве тротила или алюмотола в обводненных скважинах водная среда действует как «внутренняя» оболочка, повышает давление взрыва и благодаря этому сдвигает равновесную реакцию генераторного газа в сторону образования из двух молекул ядовитой окиси углерода молекулы менее ядовитого углекислого газа и атома свободного углерода с выделением дополнительного количества тепла. Благодаря этому взрыв гранулированного тротила или алюмотола в обводненных скважинах

Т а б л и ц а 11.24

**Нормируемые технические показатели
гранулированных ВВ**

Показатели	Гранулотол		Алю- мотол	Грам- монал А-45	Зерно- гранулиты	
	І сорт	ІІ сорт			50/50-В	30/70-В
Размер гранул, мм не бо- лее...	5	5	5	7	3	3
Влажность, % не более	1,0	2,0	1,5	1,5	0,7	0,5
Плотность гранул, г/см ³ не менее	1,5	1,48	1,5	1,45	—	—
Нерастворимые примеси, % не более	0,3	0,3	0,5	0,5	0,5	0,5
Водоустойчивость по ме- тодике выщелачивания се- литры (время выдержки в воде 4 ч), % не более . .	—	—	—	10	10	5
Гранулометрический со- став (%) — остаток на сите с ячейками размером:						
4,0 мм, не более . . .	—	—	—	—	15	15
0,9 мм, не менее . . .	—	—	—	—	85	85
Гарантийный срок исполь- зования, мес:						
в обычной упаковке	24	12	24	12	6	6
в полиэтиленовой . . .	—	—	—	—	12	12
Отпускная цена, руб./т *	317	—	485	460	250	285

* Здесь и далее цены даны по прейскуранту оптовых цен К* 05-12, вве-
денному в действие с 1Л 1973 г. и его дополнениям на продукцию, упакован-
ную без полиэтиленовых мешков-укладышей, на которые предусмотрена над-
бавка к отпускным ценам,

весьма эффективен. Эффективность взрыва еще больше возрастает,
если гранулы тротила или алюмотола окружены насыщенным водным
раствором аммиачной селитры.

Заряжание гранулотолом и алюмотолом сухих скважин не реко-
мендуется как по причине низкой эффективности, так и из-за образова-
ния сильного вторичного пламени при смешении продуктов взрыва,
содержащих горючие газы с воздухом. Их экономически выгодно при-
менять в комбинированных зарядах с другими более дешевыми ВВ для
заряжания обводненной части скважин.

Гранулотол и алюмотол недостаточно чувствительны к инициа-
льному импульсу; для возбуждения их детонации требуется промежуто-
чный детонатор. В водонаполненном состоянии они мало чувствительны
и к механическим воздействиям. Чувствительность к удару и трению
V алюмотола несколько выше, чем у гранулотола (табл. 11.25). Из-за
большого недостатка кислорода в их составе при взрыве выделяется

много окиси углерода. Поэтому при массовых взрывах в глубоких карьерах необходимы дополнительные меры по проветриванию забоев.

Эти ВВ поставляют в бумажных и наружных джутовых мешках в комплекте с пашками-детонаторами. Для них установлены длительные гарантийные сроки использования (см. табл. 11.24):

Граммонал А-45 представляет собой плавный гранулированный аммонал с высоким содержанием тротила и алюминия. Светло-серые гранулы размером 5—7 мм и массой 0,2—0,4 г имеют полусферическую форму. Граммонал отличается пониженной гигроскопичностью (см. табл. 11.25), при хранении мало увлажняется, не слеживается и не спекается. Он имеет хорошую сыпучесть и потопляемость в воде, может находиться в скважинах с негроючной водой до трех суток. Предназначен для применения в обводненных забоях.

По чувствительности к инициальному импульсу и механическим воздействиям граммонал практически не отличается от алюмотола, но превосходит его по своим энергетическим характеристикам (см. табл. 11.25). Из числа выпускаемых гранулированных ВВ он является самым мощным. В зависимости от условий взрывания граммонал целесообразно применять отдельно или в комбинированных зарядах с более дешевым ВВ (гранулитам, зерногранулитам). Для иницирования его зарядов необходим промежуточный детонатор.

Зерногранулиты 50/50-В и 30/70-В* представляют собой неслеживающиеся и непылящие, хорошо сыпучие гранулированные аммиачно-селитренные ВВ. Гранулы селитры в них покрыты сплошным защитным слоем застывшего расплавленного тротила, благодаря чему эти ВВ мало гигроскопичны и водостойчивы. Зерногранулит 30/70-В более водостойчив, чем зерногранулит 50/50-В и может применяться в забоях, сильно обводненных непроточной водой. Его заряды выдерживают пребывание в воде скважин свыше трех суток. Зерногранулит 50/50-В пригоден для обводненных скважин с непроточной водой, нахождение зарядов в которых ограничивается одними сутками. По чувствительности к инициальному импульсу и механическим воздействиям зерногранулиты мало отличаются от гранулотола, к которому приравнены по условиям хранения и обращения. Для иницирования в скважинных зарядах необходимы промежуточные детонаторы. Предназначены для взрывания пород средней крепости и крепких.

Помимо зерногранулита 30/70-В, в котором гранулы селитры покрыты пленкой застывшего расплавленного тротила, промышленность выпускает также зерногранулит 30/70 (без буквенного индекса), представляющий собой механическую смесь гранулированной селитры (30%) и гранулированного тротила (70%). По взрывчатым свойствам он идентичен зерногранулиту 30/70-В. Это ВВ также предназначено для применения в обводненных забоях. При зарядании в заполненную водой скважину селитра из состава переходит в раствор и таким образом получается взрывчатая смесь, состоящая из гранулированного тротила и раствора селитры. Наиболее выгодно применять в скважинах, лишь частично заполненных непроточной водой. В этих условиях он более эффективен, чем гранулотол.

Водонаполненные аммиачно-селитренные взрывчатые смеси разрабатаны и внедрены в начале 60-х годов. Они представляют собой

* Числитель дроби означает содержание (в %) селитры, а знаменатель — тротила.

Т а б л и ц а 11.2б

Расчетно-экспериментальные характеристики гранулированных ВВ

Характеристики	Гранулотол	Алюмотол	Г р п м.монал А-45	Зернигранулиты	
				50/50-В	30/70-В
Р а с ч е т н ы е					
Кислородный баланс, %	—74	—76,25	-38,65	-27,15	—45,9
Теплота взрыва, ккал/кг	1010 *	1260	1490	880	911
Объем газов, л/кг	750 **	875	702	810	800
Температура взрыва, °С	3400	4510	4520	3000	3150
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	710	1020			
Э к с п е р и м е н т а л ь н ы е					
Влажность, %	0,5—1,0	1,0—1,5	0,5—0,8	0,4—0,6	0,2 0,4
Насыпная плотность, г/см ³	0,95—1,0	0,95—1,0	0,9—0,95	0,85—0,60	0,85 0,9
Плотность гранул, г/см ³	1,48—1,54	1,52—1,68	1,4—1,54	1,35—1,45	1,35—1,45
Теплота взрыва, ккал/кг	810—995	1340	1320	980	990
Работоспособность, см ³	285—295	420—440	440—460	340—350	330—340
Тротиловый эквивалент	1,0	1,3	1,35	1,05	1,1
Обжатие свинцового столбика зарядом в стальной оболочке, мм:					
в безводном состоянии	24—26	28—30	30—32	23—25	24—27
в водонаполненном	32—34	Полное разрушение		28—30	32—34
Скорость детонации, км/с:					
в безводном состоянии	4,5—5,0	4,3—4,8	4,5—4,9	3,6—4,2	3,8—4,5
в водонаполненном	5,5-6,5	5,5—6,0	5,8—6,3	5,2—5,6	5,5—6,0
Критический диаметр, мм:					
открытого заряда без воды	60—80	70—80	60—80	40—50	40—60
водонаполненного в стальной оболочке	5—10	5—10	7—10	15—20	10—15
Чувствительность к КД ЛБ 8 (в безводном состоянии)			Недостаточная		
Минимальная масса промежуточного детонатора—шашки тротила для водонаполненного заряда в стальной оболочке, г					
	30-50	25—30	50	30	30
Чувствительность измельченного сухого ВВ:					
к удару, %	4—12	24—48	24—36	12—24	12-16
к трению, кгс/см ²	1930—2900	2300—2600	2200—2300	2500—3000	2200—2900
Гигроскопичность (прирост влаги за 6 ч при выдержке под водой), %					
	0,05	0,01	0,8	12,0	0,2
Водоустойчивость (количество растворившейся селитры при выдержке 6 ч в стоячей воде), %					
			8—11	8—11	3—5

* При плотности 1,5 г/см³ сухого ВВ: при плотности 1,0 г/см³ теплота взрыва равна 880 ккал/кг; для водонаполненного гранулотол — 825 ккал/кг.

** С учетом испарения окружающей воды ОБЪЕМ газов гранулотол 1045 л/кг, алюмотол 875 л/кг, зерногранулитов 1000 - 1070 л/кг.

нзрывчаше суспензии, жидкой фазой в которых является насыщенный водный раствор аммиачной селитры (иногда вместе с другими нитратами), загущенный добавкой высокополимерных веществ, а в качестве твердой фазы могут быть гранулы и чешуйки тротила, алюминий, другие горючие невзрывчатые материалы, а также перастворившиеся кристаллы или гранулы указанных нитратов. В зависимости от содержания жидкой фазы и степени ее загущения водонаполненные ВВ отличаются по своим реологическим свойствам (консистенции).

К группе текучих водонаполненных ВВ, применяемых в СССР, относятся акватола 65/35 и М-15, ифзаниты Т-20, Т-60 и Т-80. К высоковязким ВВ относится акватол АВ. Акватола 65/35 и М-15 в виде сухих полуфабрикатов изготавливаются на заводах, их совмещение с водой производят на рудниках. Ифзаниты полностью изготавливают на рудниках. Акватол АВ в водонаполненном виде выпускается с заводов в полиэтиленовой укупорке.

Нормируемые технические показатели для сухих акватоловых смесей, поставляемых с завода, следующие:

	Акватол 65/35	Акватол АЛ-15
Влажность, % не более	0,8	0,5
Работоспособность, см ³ не менее	350	450
Полнота детонации от промежуточного детонатора заряда (сухой смеси) в бумажной оболочке диаметром, мм	100	120
Гранулометрический состав (%) — остаток на сите с ячейками размером:		
4 мм не более	15	15
0,9 мм не менее	80	70
Гарантийный срок использования, месяцев:		
в бумажной упаковке	6	3
в полиэтиленовой	12	6

В состав акватола в качестве окислителя входит гранулированная аммиачная селитра. Роль горючего и сенсibilизатора в акватолах 65/35 и М-15 выполняет чешуйчатый тротил, содержание которого в первом случае колеблется в пределах 27—30%, а во втором — 21—22% по отношению к водонаполненному составу. В водонаполненном акватоле М-15 содержится 12,5—13,2% крупного алюминиевого порошка. В качестве загустителя в ряде марок акватола используют натриевую соль карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), но и допускаются более эффективные гелеобразователи — гуар с сшивающей добавкой буры, порошок полиакриламида и др. В составе акватола 65/35 допускается техническая КМЦ в количестве 2,5—3,5%, в металлизированных акватолах содержится 1,0—1,5% КМЦ, очищенной от щелочи, хлоридов и других сопутствующих ей примесей.

Содержание воды в акватолах при водонаполнении не должно выходить за пределы 13—15% (весовых). Водосовмещение проводится на стационарных установках или самоходных смесительно-зарядных агрегатах (машина типа «Акватол») с помощью горячей воды. Ифзаниты

изготавливают смешением горячего раствора аммиачной селитры с сухими компонентами (тротилом, селитрой) в передвижных смешительно-зарядных агрегатах.

Акватоны и ифзаниты, особенно металлизированные, обладают высокой объемной энергией взрыва. Для ифзанитов эта величина регулируется путем изменения соотношения компонентов в процессе изготовления. Теплота взрыва ифзанитов 1080—1440 ккал/л, плотность 1,35—1,56 г/см³, содержание воды 6—14%.

Расчетно-экспериментальные характеристики
водонаполненных акватонов

Р а с ч е т н ы е

	Акватор 65/35	Акватор М-15	Акватор АВ
Кислородный баланс, %	—12,5	—21,0	—25
Теплота взрыва, ккал/кг:			
весовая	707	1107	730
объемная	1000	1560	1100
Объем газов, л/кг	925	990	—
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	775	1120	—

Э к с п е р и м е н т а л ь н ы е

Температура замерзания, °С	—15	—15	—20
Плотность ВВ, г/см ³	1,4—1,45	1,45—1,50	1,45—1,55
Работоспособность, см ³	330—360	465—480	330—350
Теплота взрыва, ккал/кг	910	1398	—
Тротиловый эквивалент	1,15	1,4	—
Обжатие свинцового столбика (мм) зарядом в стальной оболочке при инициировании от тротиловой пашки массой 10 г	25—28	30—34	25—30
Скорость детонации, км/с	4,8—5,5	4,8—5,8	4,8—5
Критический диаметр открытого заряда, мм:			
сухой смеси	50—70	60—70	—
в водонаполненном состоянии	100—150	100—150	90—100
Критический диаметр водонаполненного ВВ в стальной оболочке, мм	35—40	30—36	—
Минимальная масса промежуточного детонатора (для заряда ВВ в оболочке), г тротила	15—20	20—25	20—25
Чувствительность сухой смеси к КД № 8	Недостаточная		
Оптимальный промежуточный детонатор для безотказной детонации	Пашки ТГ-500, две пашки Тет-150 или одна Т-400		

Чувствительность измельченного сухого ВВ:			
к удару, %	12—24	36—56	—
к трению, кг/см ²	2330	1650	—
Нижний предел чувствительности к удару, мм			
	500	300	—
Чувствительность водонаполненного ВВ:			
к удару, %	0—4	4—8	0—4
к трению, кгс/см ²	3000	3900	>3000
Отпускная цена, руб./т	24 5	382	3 30

Наиболее рациональная область применения акваторов и ифзанитов — отбойка скважинными зарядами весьма крепких и трудно-взрываемых пород в сухих и обводненных скважинах. Применять акваторы в сухом виде или заряжать засыпкой сухой смеси в обводненную скважину не рекомендуется, так как при этом не достигаются высокая плотность заряжения и эффективность взрывания.

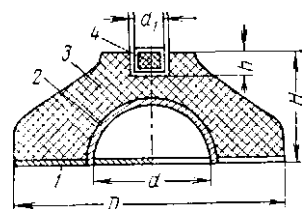


Рис. 11.16. Кумулятивный заряд для вторичного взрывания:

1, 2 — стальная облицовка; 3 — заряд ВВ; 4 — шашка промежуточного детонатора в оболочке; 5 — алюминиевая скоба

Для инициирования зарядов акваторов и ифзанитов необходим мощный промежуточный детонатор. Заводы поставляют акваторы в комплекте с шашками-детонаторами Т-400, ТГ-500 (из расчета 4 шашки на 1 т ВВ).

Кумулятивные наружные заряды. Для вторичного взрывания негабаритных кусков породы и руды наружными зарядами кроме порошкообразных и пластичных ВВ используют специальные высокоплотные заряды (рис. 11.16) с кумулятивной выемкой, усиливающей их пробивное действие.

Для открытых работ выпускают несколько типов кумулятивных зарядов, различающихся размерами, массой, а иногда и природой использованного ВВ (табл. 11.26). Заряды чаще всего изготавливают из тротила методом отливки или прессования, реже из смеси тротила с гексогеном. Плотность ВВ таких зарядов находится в пределах 1,52—1,68 г/см³. Для возбуждения детонации кумулятивных зарядов с помощью детонирующего шнура (ДШ) в их конструкции предусмотрен промежуточный детонатор — прессованная шашка из тетрила. Одну или несколько ниток ДШ плотно прижимают в боковом положении к торцу шашки и удерживают с помощью алюминиевой скобы. Для облицовки кумулятивной и торцевой поверхности зарядов используют стальной лист толщиной 0,8 мм. Облицованные сталью кумулятивные заряды эффективнее обычных наружных зарядов из порошковых и пластичных ВВ.

Наружная поверхность зарядов покрыта защитным слоем лака или парафиновой мастики для повышения безопасности обращения с ними и предотвращения ВВ от намокания при использовании их в воде. В маркировке кумулятивных зарядов ЗКП буквы ОР или ПР указывают на допуск их только на открытые или на подземные работы.

Т а б л и ц а 11.26

Характеристика кумулятивных зарядов

Показатели	$\frac{C}{m}$	$\frac{C}{X}$	$\frac{C}{X}$	$\frac{C}{X}$	$\frac{C}{X}$	$\frac{C}{X}$	$\frac{C}{X}$
Средняя масса ВВ, г:							
основного заряда	52	125	225	400—450	1000	2000	4000
промежуточного детонатора	5—10	5—10	10—12	10—12		1+40 *	
Размеры заряда, мм:							
диаметр	50	80	100	125	172	200	251
диаметр выемки . . .	25	30	45	54—60	77	90	113
номинальная высота	30	38	43	55—58	68	80	100
Диаметр детонатора, мм	10	10	15	12	40	40	40
Высота детонатора, мм	14	14	14	8—10	20	20	20
Допускаемый объем негабарита, м ³	0,18	0,45	0,8	1,6	2,0	3,0	6,9
Цепка 1 заряда, руб. . . .	0,48	0,64	0,73	1,48	1,11	0,97	0,94

* Узел детонации состоит из тетриловой шашки массой 40 г и дополнительного детонатора ДП-1 массой 1 г с выемкой под ДШ и крепежной скобкой.

Промежуточные детонаторы для гранулированных и водонаполненных ВВ. Для надежного возбуждения детонации зарядов ВВ в качестве промежуточных детонаторов применяют несколько типов шашек (табл. Г1.27).

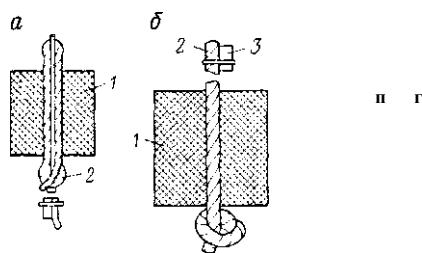


Рис. П.17. Схемы соединения шашек с детонирующим шнуром:
1 — шашка; 2 — ДШ; 3 — капсуль-детонатор; 4 — бумажная оболочка;
5 — шпигат

В прессованной шашке Т-400 и литой ТГ-500 имеется сквозной центральный канал для размещения в нем пучка из четырех нитей ДШ (рис. 11.17, а). В более чувствительных шашках имеется канал под одну нитку ДШ (рис. 11.17, б), от которой они надежно возбуждаются. В литых шашках ПТ-150 имеются два параллельных сквозных отверстия для быстрого соединения их с ДШ в виде петли (рис. 11.17, в).

*

Наиболее дешевые прессованные шашки П-400 выпускают прямоугольной формы без отверстий (для бескапсюльного инициирования) или с гнездом под КД Л» 8 (по заказу потребителей). Надежность инициирования шашек без отверстий зависит от числа ниток ДШ и плотности их крепления к поверхности шашки. Один из рекомендуемых приемов обвязки прямоугольной шашки ДШ показан на рис. 11.17, г. Для большинства применяемых промышленных ВВ достаточно одной шашки-детонатора на заряд любой величины.

Тропиловые тпашки рекомендуются для инициирования сухих и влажных скважинных и камерных зарядов игданиа, грапулитов, зерногранулитов и других ВВ. Шашки с большей инициирующей способностью (ТГ-500, Тет-150, ПТ-150, ПТ-300) предназначены для инициирования обводненных зарядов гранулоа, алюмотола, зерногранулитов и водонаполненных акватолов. Шашки ПТ-150 применимы в среде агрессивных грунтовых вод.

§ 10. Взрывчатые вещества для открытых и подземных горных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли (класс II)

ВВ этого класса имеют близкий к нулевому кислородный баланс, выделяют при взрыве мало ядовитых газов.

Аммониты, содержащие гексоген

Нормируемые технические показатели
для порошкообразных ВВ в набивных патронах

	Аммонит скаль- ный № 1 прессованный	Аммонал скаль- ный К° 3
Влажность, % не более	0,2	0,2
Плотность патронов (шашек), г/см ³	1,43—1,53	0,9—1,1
Работоспособность, см ³ не менее . .	450	450
Бризантность, мм не менее:		
при плотности 1 г/см ³	18	18
при плотности 1,5 г/см ³	22	
Минимальная передача детонации (см)		
между патронами диаметром, мм:		
24		3(2)
28		5(3)
32		7(5)
36	5(4)	8(6)
Гарантийный срок использования (месяцев) в упаковке:		
бумажной	6	6
полиэтиленовой	12	12
Отпускная цена, руб./т	860 **	630 ***

* В скобках — после выдержки в воде.
** В патронах диаметром 36—45 мм.
Временная.

Аммонит скальный № 1 (см. табл. 11.23) прессованный выпускают в виде патронов, составленных из двух шашек диаметром 36 мм, реже 45 мм и массой соответственно 250 и 400 г. Благодаря прессованному состоянию он имеет высокую водоустойчивость и высокие параметры детонации. Применяется для шпуровых способов взрывания особо крепких горных пород в сильно обводненных забоях, в том числе при проходке шахтных стволов, тоннелей и других капитальных выработок. Эффективен также в качестве промежуточного детонатора для водо-наполненных ВВ в подземных выработках.

По сравнению с обычными аммонитами аммонит скальный имеет повышенную чувствительность к механическим воздействиям и открытому огню. Поэтому при перевозке, хранении, применении и уничтожении аммонита скального № 1 необходимо проявлять повышенную осторожность, несмотря на то что по условиям обращения он отнесен к ВВ II группы.

Аммонал скальный № 3 представляет собой тонкодисперсный порошок серо-стального цвета. По сравнению с аммонитом скальным № 1 он имеет несколько меньшую чувствительность к механическим воздействиям и отличается значительно меньшей стоимостью при более высоком показателе энергии взрыва. По взрывчатым характеристикам этот аммонал является наиболее мощным аммиачно-селитренным ВВ порошкообразного типа из числа применяемых в набивных патронах.

Расчетно-экспериментальные характеристики для порошкообразных ВВ

	Аммонит скаль- ный № 1 (в порошке)	Аммонал скаль- ный № 3
Р а с ч е т н ы е		
Кислородный баланс, %	—0,79	—0,78
Теплота взрыва, ккал/кг	1292	1360
Объем газов, л/кг	830	810
Температура взрыва, °С	3520	3640
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	1055	1060
Э к с п е р и м е н т а л ь н ы е		
Теплота взрыва, ккал/кг	1250	1343
Объем газов, л/кг	820	601
Работоспособность, г/см ³	450—480	450—470
Бризантность (мм) при плотности 1 г/см ³	18,5—22,5	18—20
Передача детонации (см) между набив- ными патронами диаметром, мм:		
24	4—6(3—4)*	3—5(2—3)
28	6—10(4—6)	6—9(5—8)
32	10—14 (10—12)	8—12 (8—10)
36	15—18 (12—16)	10—14 (10—12)
Тротиловый эквивалент по баллисти- ческому маятнику	1,1	1,12
Скорость детонации, км/с	4,8—5,3	4,0—4,5

В скобках — после выдержки в воде в течение 1 ч.

Критический диаметр детонации от- крытого заряда, мм	5—6	8—10
Восприимчивость к детонации от тро- тиловоп шашки массой 50 г на рас- стоянии, см	15	18
<i>Чувствительность:</i>		
к удару, %	40—60	40—44
к трению, кгс/см ²	900—1200	1320
к удару на большом копре, %	80	40
Нижний предел чувствительности к удару, мм	106	150
Водоустойчивость, см вод. ст.	70—80	70—90

В таких патронах он имеет высокую водоустойчивость, не слеживается при хранении, устойчиво детонирует в увлажненном и замоченном состоянии, пригоден для заряжания обильно обводненных шпуров. Предназначен для проходческих и очистных работ по особо крепким скальным породам и для некоторых специальных работ (контурное взрывание и др.). Особо эффективен в патронах уменьшенного диаметра — 24—28 мм.

Аммонал скальный № 3 в длинных зарядах детонирует надеж-нее, чем прессованный аммонит скальный ЛВ 1. Требует повышенной осторожности при обращении, хотя и отнесен к ВВ 11 группы. При-менение этого ВВ в непатронуемом виде не допускается.

Водоустойчивые аммониты и аммоналы

Применяются россыпью г в патронуемом виде (диаметр патро-нов от 32 до 120 мм). Благодаря высокой дисперсности, получаемой в процессе смешивания компонентов в шаровых мельницах или под бегунами, чувствительны к ИД ЛВ 8.

Водоустойчивость обеспечивается применением специального гн-дрофобизированного (водоустойчивого) сорта аммиачной селиты марки ЖВ. Наиболее эффективно использование водоустойчивых аммонитов и аммоналов в качестве патронов-боевиков и промежуточных заря-дов для гранулированных ВВ. Для повышения энергетических харак-теристик ВВ в них вводят алюминиевую пудру в количестве 4—5% (аммоналы).

Аммонит № 6ЖВ—стехиометрическая смесь водоустойчивой аммиачной селитры с тротилом. По взрывчатым свойствам и степени водоустойчивости он пригоден для взрывания пород средней и выше средней крепости в обводненных забоях (табл. 11.28). Непатронуем-ным аммонитом заряжать обводненные скважины не рекомендуется ввиду плохого его потопления. По физическим свойствам — тонко-дисперсный порошок желтого цвета. Его выпускают в патронах сред-них (32—36 мм) и крупных диаметров п в отдельных случаях в патро-нах диаметром 28 мм.

Из-за недостаточной физической стабильности (слеживание), спо-собности электризоваться и сильного пыления в сухом состоянии, как и все порошкообразные ВВ, не пригоден для пневмозаряжания. Может быть использован в качестве промежуточных детонаторов для гранулитов, зерпогранулитов и пгданита.

Т а б л и ц а 11.28

Рецептурный состав и нормируемые технические показатели

Компоненты и показатели	Аммонит еж В	Динафталит	Аммонал водо- устойчивый
С о с т а в , %			
Селитра аммиачная водоус- тойчивая	79± 1,5	35d 1,5	
Селитра аммиачная		53 d 1,5	
Тротил	21± 1,5		
Динитронафталин		11,6± 1,0	
Парафин		0,4±0,1	
Алюминиевая пудра			
Т е х н и ч е с к и е п о к а з а т е л и			
Влажность, % (не более)	0,2	0,2	
Плотность патронов, г./см ³	1,0–1,2	1,0–1,2	
Работоспособность, см ³ (не менее)	360	320	
Бризантность, мм (не менее)	14	15	
Минимальная передача дето- нации (см) между патро- нами диаметром:			
32 мм	5 (3)	3 (2)	
36 мм	7 (4)	4 (3)	
Водоустойчивость по гидро- прибору,** см вод. ст. (не менее)	40	40	
Гарантийный срок исполь- зования (мес.) в упаковке:			
бумажной	6	6	
полиэтиленовой	12	12	
Отпускная цена, руб./т:			
в патронах 0 32—36 мм	240	285	
» » 0 60—90 мм	228		
» » 0 90—120 мм		335	
в мешках (непатрони- ванный)	170—175		

* В скобках — после выдержки в воде.

** Непатронированные ВВ на передачу детонации не испытывают, вместо этого их испытывают на водоустойчивость по гидроприбору.

Динафталит — смесь динитронафталина с аммиачной селитрой, сыпучий, малослеживающийся порошок с содержанием зерен от 30 до 60%. Зерна состоят из уплотненного мелкодисперсного порошка ВВ; допустимы размеры зерен 4—5 мм, плотность зерна 1,25—1,46 г/см³. Предназначается для взрывания пород средней и повышенной крепости в обводненных забоях, а также для заряжания восстающих мокрых скважин на подземных работах (0 90—120 мм).

Гидрофобизация и бегунная обработка взрычатой смеси обеспечивают динафталиту водоустойчивость и неслеживаемость. По взрывчатым свойствам незначительно отличается от аммонита № 6ЖВ (табл. 11.29), менее чувствителен к механическим воздействиям. В не-

Т а б л и ц а 11.29

Расчетно-экспериментальные характеристики

Характеристики	Аммонит № 6ЖВ	Динафталит	Аммонал водо- устойчивый
Р а с ч е т н ы е			
Кислородный баланс, % . .	—0,53	+ 0,3	+ 0,18
Теплота взрыва, ккал/кг . .	1030	975	1180
Объем газов, л/кг	895	920	845
Температура взрыва, °С . .	2960	2780	3210
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	850	790	940
Э к с п е р и м е н т а л ь - н ы е			
Насыпная плотность с утряс- кой, г/см ³	0,85—0,9	0,9—0,95	0,9—0,95
Работоспособность, см ³ . .	360—380	320—350	410—430
Бризантность, мм	15—18	15—16	16,4—19,5
Передача детонации (см) между патронами диаме- тром, мм:			
32	6—9 (3—6)*	4 - 7 (2 - 5)	5—8 (4—5)
36	8—12 (5—10)	4—9 (3—6)	8—12 (8—12)
Водоустойчивость по гидро- прибору, см вод. ст. . .	50—80	50—90	40—70
Скорость детонации, км/с	3,6—4,8	3,5—4,6	4,0—4,5
Критический диаметр дето- нации, мм:			
открытого заряда	10—13	13—14	12—14
в прочной оболочке	4—6	5—6	—
Критическая плотность, г/см ³	1,45—1,55	1,35—1,45	-
Чувствительность:			
к удару, %	16—32	12—24	24—36
к трению, кгс/см ² . .	2335	3000	2400
Нижний предел чувстви- тельности к удару, мм . . .	220	400	200

* В скобках — после выдержки в воде.

патронированном виде мало пригоден для заряжания пневматическим способом.

Водоустойчивый аммонал — топокднснерспый порошок серого цвета, по физическим, физико-химическим и взрывчатым свойствам близок к аммониту № 6ЖВ, но благодаря наличию алюминия имеет более высокую теплоту взрыва (см. табл. 11.28). Сильно пылит. Выпускается в патронах стандартного (32—36 мм) и увеличенного диаметра, а также в порошке в бумажных мешках.

Порошкообразные водоустойчивые ВВ, содержащие нитроэфир

Детониты 10А и М представляют собой малосыпучие непылящие жирные на ощупь порошки, в состав которых входит труднозамерзающая смесь жидких нитроэфиров — нитроглицерина и нитродигли-

Нормируемые технические показатели

	Детонит 10А	Детонит М.
Влажность и летучие, не более %	0,5	0,5
Плотность патронов, г/см ³	1,0—1,3	1,0—1,3
Стойкость по йодокрамальной пробе при 72° С, мин не менее	10	10
Работоспособность, см ³ не менее	425	450
Бризантность, мм не менее	17	17
Передача детонации (см) между патронами диаметром (мм):		
24	4 (3) *	4 (3)
28	6 (4)	6 (4)
32	8 (6)	8 (6)
36	10(8)	10(8)
Гарантийный срок использования (месяцев) в упаковке:		
бумажной	8	8
полиэтиленовой	12	12
Отпускная цена (руб/т) в зависимости от диаметра (мм):		
24 и 28	450	500
32—36	440	490
60—90	430	—

Детонит М по своим эксплуатационным характеристикам превосходит детонит 10А, меньше пылит. Детониты при патронировании легче уплотняются, чем обычные аммониты, и выпускаются в патронах диаметром 24—36 мм с более высокой плотностью. Детониты благодаря малым критическим диаметрам детонации допущены к применению в шпуровых зарядах малых диаметров. Они не боятся переуплотнения,

увлажнения и замочки в шпурах, лишены такого существенного недостатка динамитов, как старение, мало подвержены эксудации.

Детониты являются мощными ВВ. По эффективности взрывания они не уступают высокопроцентным пластичным динамитам и предназначены для трудновзрываемых и весьма крепких пород в обводненных забоях горных выработок. С высокой скоростью детониты детонируют в патронах стандартных и малых диаметров.

Расчетно-экспериментальные характеристики

	Детонит 10 А	Детонит М
Кислородный баланс, %	+0,51	+0,18
Теплота взрыва, ккал/кг	1200	1382
Объем газов, л/кг	828	832
Температура взрыва, °С	3280	3400
Экспериментальные		
Плотность патронов, г/см ³ . . .	1,15—1,25	1,1—1,3
Работоспособность, см ³	430—450	460—500
Бризантность, мм	17—20	18—22
Передача детонации (см) между патронами диаметром (мм):		
24	6—10 (4—8) *	6—12 (4—8)
28	10—17 (8—12)	10—16 (6—12)
32	12—20 (10—16)	16—22 (10—15)
36	18—25 (14—22)	20—26 (12—20)
Трогильный эквивалент по баллистическому маятнику	1,1	1,12
Скорость детонации (км/с) в патронах диаметром, мм:		
24	4,2—4,5	3,9—4,3
28	4,4—4,8	4,2—4,8
32	4,8—5,0	4,8—5,0
40	5,0—5,3	5,0—5,3
Критический диаметр детонации, мм:		
открытого заряда	6—8	8—10
в прочной оболочке	5	5
Критическая плотность, г/см ³	1,6	1,6
Чувствительность:		
к удару, %	40—78	40—С0
на большом копре, %	36—40	32—33
к трению, кгс/см ³	1245—1330	1525—1930

Эффективны в качестве патронов-боевиков, для водонаполненных ВВ в подземных выработках.

Детониты имеют повышенную чувствительность к механическим и тепловым воздействиям, возрастающую с увеличением содержания в них нитроэфиров. Требуют более осторожного обращения, чем обычные аммониты. Выпуск и применение этих ВВ в непатропированном виде запрещены. Эксудация должна отсутствовать. Допускаются небольшие пятна нитроэфиров на внутренней стороне оболочки патрона.

* В скобках — после выдержки в воде в течение 1 ч.

Пластичные водонаполненные ВВ

Акваниты и акваналы для подземных работ, в отличие от акваторов для открытых работ, имеют близкий к нулевому кислородный баланс и образуют при взрыве мало ядовитых газов. Помимо аммиачной селитры содержат в качестве окислителя нитраты щелочных и щелочно-земельных металлов. Пластифицированы загущенным водным раствором окислителей. В зависимости от содержания воды и загустителя имеют жидкотекучее состояние (акванит ЗЛ) или тестообразное (акваниты № 2, 16, акванал). Пластичные водонаполненные ВВ, кроме акванита № 2 (содержащего гексоген), можно применять при механизированном зарядании.

Т а б л и ц а 11.30

Расчетно-экспериментальные характеристики

Характеристики	Акванит ЗЛ	Акванал № 1	Акванит № 16	Акванит № 2
Р а с ч е т н ы е				
Кислородный баланс, %	—0,47	—2,0	—7,5	—2,7
Теплота взрыва, ккал/кг:				
весовая	935	—	1067	1095
объемная	1590	—	1410	1600
Объем газов, л/кг	680	—	—	—
Э к с п е р и м е н т а л ь - н ы е				
Температура замерзания, °С	— 15—20	— 15	- 1 5	—
Плотность ВВ в патроне, г/см ³	1,45— 1,5	1,3— 1,35	1,3— 1,35	1,45— 1,5
Работоспособность, см ³ . .	335—385	400—410	310—350	380—410
Бризантность при плотности 1,5 г/см ³ , мм	18—20	15—19	18—19	20—22
Скорость детонации, км/с	4,5—5,5	4,7—5	4,7—5,4	5,5—6,3
Критический диаметр, мм:				
открытого заряда . . .	40—45	24—28	22—28	14—16
в прочной оболочке	22—25	18—20	20—22	—
Чувствительность:				
к удару, %	0	4—12	0	25—30
к трению, кгс/см ² . .	>3000	>3000	>3000	2200
Нижний предел чувствитель- ности, мм	>500	—	—	—
Минимальный инициальный импульс	10—20 г тротила	КД № 8	КД № 8	КД № 8
Отпускная цена, руб./т . .	350 *	450 **	419 *	550 *

* Непатронированный.
** Патронированный.

Акванит ЗЛ, имеющий высокую подвижность массы, можно применять при зарядании с помощью насосов и пневматических устройств. Особенно эффективен при проходке стволов шахт и при зарядании нисходящих шпуров и скважин.

Акванит № 16 и акванал № 1 эффективны для пневмомеханического зарядания восходящих шпуров и скважин: хорошо удерживаются в скважине и обеспечивают высокую плотность зарядания.

Акванит Л» 2 имеет высокие параметры детонации и предназначен для вторичного дробления горных пород в подземных выработках (табл. 11.30).

Акваниты АРЗ выпускаются в виде гранул, пластифицируемых водой (4—6%) в процессе пневмозарядания. Достижимая плотность зарядания шпуров и скважин 1,25—1,3 г/см³. Имеют теплоту взрыва 1000—1200 ккал/кг. Детонируют от КД № 8. Мало чувствительны к механическим воздействиям. Акваниты находятся в стадии промышленных испытаний.

Гранулированные водоустойчивые ВВ

Предназначены для беспатронного механизированного зарядания обводненных шпуров и скважин (табл. 11.31).

Т а б л и ц а 11.31

Нормируемые технические показатели

Показатели	Зерногранулит 79/21		Граммонал А-8
	горячего смещения	холодного смещения	
Внешний вид и размер гранул (зерен).	Гранулы 1—3 мм желтого цвета	Смесь гранул селитры и зерен тротила 1—5 мм	Гранулы 1—3 мм серого цвета
Гранулометрический состав (%) — остаток на сите с ячейками размером:			
4 мм (не более) . . .	5	5	5
0,9 мм (не менее) . .	95	60	85
Влажность, % (не более)	0,5	0,8	0,5
Нерастворимые вещества, % (не более)	0,5	0,5	0,5
Работоспособность, см ³ (не менее)	360	350	410
Минимальный диаметр открытого заряда, способного детонировать, мм	80	100	80
Гарантийный срок использования (месяцев) в мешках:			
бумажных . . .	6	6	6
полиэтиленовых . . .	12	12	12
Отпускная цена, руб./т . .	186	165	225

Т а б л и ц а 11.32

Расчетао-экспериментальные характеристики

Характеристики	Граммонал А-8	Зерногранулит 79/21	
		горячего смешения	холодного смешения
Р а с ч е т н ы е			
Кислородный баланс, % . . .	—0,24	+ 0,02	+ 0,02
Теплота взрыва, ккал/кг	1285	1030	1030
Сбъем газов, л/кг	860	895	895
Температура взрыва, °С	3350	2960	2960
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	1060	850	850
Э к с п е р и м е н т а л ь - и ы е			
Влажность, %	0,1—0,5	0,1—0,5	0,3—0,6
Насыпная плотность, г/см ³	3,85—0,9	0,85—0,9	0,8—0,85
Работоспособность, см ³ . . .	420—440	360—380	360—370
Теплота взрыва, ккал/кг	1264	967	967
Тротиловый эквивалент по баллистическому маятнику	1,1	1,05	1,05
Обжатие свинцового столби- ка зарядом в стальной обо- лочке от тротиловои паш- ки массой 5 г, мм	26 - 30	22—26	20—25
Скорость детонации, км/с	3,8—4,0	3,5—4,2	3,0—3,6
Передача детонации (см) между патронами диаме- тром.			
00 мм	8—12	10—15	2—3
90 мм	15—18	15—20	5—8
Критическая плотность, г/см ³	1,4—1,45	1,5—1,6	1,5—1,55
Критический диаметр, мм:			
открытого заряда	30—40	25—35	50—60
в прочной оболочке	13—15	10—15	15—20
Чувствительность к КД № 8	Детонирует		Недоста- точная
Рекомендуемый оптималь- ный промежуточный де- тонатор	Патрон аммонита (200 г)		
Чувствительность:			
к удару, %	24—36	12—24	12—24
к трению, кг/см ²	2200	2450	2500
Нижний предел чувстви- тельности к удару, мм	120—170	180—200	200—220
То же, на большом копре, мм	1400	1600	1800

Зерногранулит 79/21 горячего смешения — гранулированный сыпучий и однородный продукт, гранулы селитры которого пропитаны и частично покрыты застывшим расплавленным тротилом. Зерногранулит горячего смешения, как однородное ВВ, сенсibilизированное тротилом, по содержанию ядовитых газов мало отличается от аммонитов. Допускает увлажнение не более 5% в процессе пневмозаряжения (при возникновении необходимости подавления пыли водой) и до 12% — при взрывании. Чувствителен к КД № 8 и узлу ДШ, надежно детонирует в скважинных и шпуровых зарядах. Выпускается россыпью в бумажных мешках. По условиям обращения приравнен к аммонитам. Допущен к постоянному применению на открытых и подземных работах.

Граммонал А-8 — гранулированный аммонит с повышенным содержанием (8%) алюминия. Является наиболее мощным гранулированным ВВ (из предназначенных для подземных работ). Заряжается с помощью пневмозарядчиков или россыпью (нисходящие скважины). В процессе заряжения для подавления пыления рекомендуется увлажнять (допустимая влажность до 5%). Чувствителен к КД № 8 и ДШ, но надежнее инициирует от патронов-боевиков из аммонитов.

При пневмозаряжении граммонала и зерногранулита необходимо строго соблюдать меры безопасности от статического электричества, предписываемые соответствующими инструкциями и правилами ведения работ. Граммонал выпускается россыпью в бумажных мешках.

Водоустойчивые гранулиты. Для промышленных испытаний выпускаются водоустойчивые гранулиты АС-4В и АС-8В, водоустойчивость которых обеспечена тем, что вместо жидких нефтепродуктов в модифицированные гранулиты введены низкоплавкие твердые углеводороды с высокими показателями гидрофобности. По взрывным свойствам они идентичны неводоустойчивым гранулитам тех же марок (без индекса В).

Гранулированные неводоустойчивые ВВ

Зерногранулит 79/21 холодного смешения (табл. 11.32) — сыпучая механическая смесь гранулированной селитры с чешуилованным тротилом, взятых в стехиометрическом соотношении. В процессе пневмозаряжения пылит и при большой скорости способен расслаиваться вследствие измельчения чешуек тротила в потоке. Поэтому при пневмозаряжении шпуров на подземных работах рекомендуется вводить в его состав до 3% воды, а при заряжении скважин — до 5%. Увлажнение зерногранулита, кроме того, исключает возможность электризации и повышает плотность заряжения. По эффективности в скважинных зарядах равноценен аммониту № 6ЖВ.

Предназначается главным образом для открытых горных работ. На подземные работы его можно рекомендовать только для камерных зарядов и для заряжения засыпкой нисходящих скважин. Рекомендуемый оптимальный промежуточный детонатор — шатка прессованного тротила или тетрила (150—200 г); патрон аммонита (200—400 г). По условиям обращения приравнен к обычным аммонитам. Поставляется россыпью в бумажных мешках.

Гранулиты. Для взрывных работ по породам различной крепости на открытых и подземных разработках выпускаются гранулиты АС-8, АС-4, С-2 и М, различающиеся между собой по мощности и стоимости (табл. 11.33 и 11.34).

Т а б л и ц а 11.33

Рецептурный состав и нормируемые технические
показатели

Компоненты и показатели	Гранулиты			
	АС-8	АС-4	С-2	М
С о с т а в , %				
Селитра аммиачная	89± 1,5	91,8±1,5	92,8± 1,5	194,5± 1,0
Пудра алюминиевая	8± 1,0	4,0± 0,5	—	—
Мука древесная	—	—	3,0±0,5	—
Масло минеральное	3±0,5	4,2± 0,5	4,2±0,5	5,5±0,5
с к и е п о к а з а т е л и				
Влажность, % (не более)	0,8	0,7	0,7	0,7
Нерастворимые вещества, % (не более)	0,5	0,5	-	-
Должен детонировать от про- межуточного детонатора в открытом заряде диаме- тром, мм (не менее) . . .	120	120	150	—
Работоспособность, см ³ (не менее)	400	400	300	300
Гранулометрический со- став (%) — остаток на сите с ячейками размером:				
4 мм (не более) . . .	5	- 5	5	5
0,9 мм (не менее) . . .	70	65	65	65
Гарантийный срок использо- вания (мес) в мешках:				
в бумажных (покрытых полиэтиленом) . . .	6	6	6	4
в полиэтиленовых . . .	12	12	12	6
Цена, руб./т	193	155	117	123

Г р а н у л и т ы АС-8 и АС-4 — однородные по внешнему виду гранулированные ВВ серебристо-серого цвета, гранулы которых имеют сферическую форму размером 1,0—2,5 мм, покрыты пленкой масла п алюминиевой пудры. При пневмозаряжении шпуров и скважин обеспечивают плотность заряжения 1,1—1,2 мм. При этой плотности по эффективности взрываний не уступают патронированным детонитам. Широко применяются на подземных и открытых горных работах.

Согласно инструкции по применению на подземных горных рабо-
тах гранулитов, для полного обеспыливания процесса пневмозаря-
жания, устранения возможности электризации, повышения плотности
заряда и уменьшения потерь ВВ вследствие выноса их увлажняют.

Г р а н у л и т С-2 — трехкомпонентная смесь, у которой опудри-
вающим компонентом является мелкодисперсная пористая древесная
мука, частично поглощающая масло и препятствующая его вытеканию.

0r> ю сч ю
- сч'

0
I
o

0
0
0
0
л

I

М

М сч «
од ю ю

0
0
л

л

ю сч
од —

л

0
0
0
сч
л

сч m сч
м сч' -

I
ю

л

0
0
0
сч
л

М сч «
о сч
сч' —

ю
сч
I

I
ю

л

л

га я
ф *
г g

Ю
сч
о

н о U

сч га
сч г

Г р а н у л и т М — двухкомпонентная смесь пористой гранулированной селитры и минерального масла. Хорошая поглощающая способность пористых гранул селитры обеспечивает стабильность свойств граулита в течение гарантийного срока хранения.

Г р а н у л и т ы С-2 и М имеют более низкую теплоту взрыва, чем металлизированные гранулиты марки АС, поэтому рекомендуются к применению в породах средней крепости и слабых. Особенно эффективно их применение на угольных разрезах, при добыче каменной соли, калийных минералов и т. п.

Важными отличительными особенностями рассматриваемых грапулитов являются: отсутствие слеживаемости и хорошая сыпучесть, малое пыление при соблюдении соответствующих условий пневмозаряжания, низкая чувствительность к механическим воздействиям и инициальному импульсу (см. табл. 11.34). Гранулиты выпускаются россыпью в бумажных мешках, покрытых изнутри полиэтиленом.

Игданит — взрывчатая смесь непористой гранулированной аммиачной селитры (94—95,5%) с дизельным топливом. Изготавливается непосредственно на горных предприятиях, на стационарных установках или в самоходных смесительно-зарядных агрегатах.

Игданит неводоустойчив, применяется для заряжания сухих забоев и сухой части скважин при взрывании комбинированными зарядами на подземных и открытых горных работах. Чувствительность и детонационная способность его, как и гранулитов, снижаются с увлажнением. Для подземных условий при шпуровом взрывании игданит рекомендуется изготавливать на сухой (с влажностью не более 0,5%) селитре. Игданит хорошо уплотняется и при пневмозаряжании шпуров и скважин обеспечивает плотность заряжания 1,1—1,2 г/см³. Для игданита с влажностью 0,5—1,5% необходим промежуточный детонатор: для шпуровых зарядов достаточно патрона аммонита, для скважинных — 0,5—1,0 кг аммонита или шашки тротила (150—200 г).

Наиболее эффективен при взрывании пород средней крепости и слабых. Игданит является высоко экономичным промышленным ВВ. При механизированном изготовлении на месте применения стоимость 1 т игданита составляет 80—95 руб.

§ 11. Современные предохранительные взрывчатые вещества.

Их классификация и характеристика

В атмосферу многих подземных горных выработок выделяются горючие газы и пыль, которые в определенных соотношениях образуют с воздухом взрывчатые смеси. Такие шахты относятся к категории опасных по газу или пыли.

Рассмотрение механизма воспламенения взрывчатых газовых и пылегазовых смесей при взрыве ВВ, выявление связи между свойствами ВВ и их воспламеняющей способностью являются предметом теории ашигризутности. ВВ, применяемые в шахтах с пылегазовым режимом, называются **п р е д о х р а н и т е л ь н ы м и В В (а н т и - г р и з у т н ы м и)**.

Основы современной теории предохранительных ВВ состоят в следующем. При взрывании ВВ в горной среде лишь часть высвободившейся при взрыве энергии расходуется на механическую работу дробления и выброса горной породы. Неиспользованная энергия в виде

энергии нагретых продуктов взрыва и ударных волн сообщается шахтной атмосфере в призабойном пространстве механизмом контактного диффузионного теплообмена и адиабатическим сжатием. Если в атмосфере в этот момент содержатся горючие рудничные газы или пыль во взрывоопасных концентрациях, а степень их разогрева достаточна для вспышки, то возможен подземный газовый, пылевой или пылегазовый взрыв.

Основным критерием воспламенимости горючей шахтной среды является преобладание времени нагрева среды (ее локального объема) t над временем задержки вспышки τ , которое, в свою очередь, зависит от температуры нагрева и давления:

$$t > \tau (7 \sim p).$$

Исходя из этих предпосылок, опасность подземного газового (пылевого) взрыва возрастает с уменьшением коэффициента механического действия взрыва ВВ (опасны взрывы накладных, полукрытых зарядов, пересекающих широкие трещины в горном массиве, заряды без внутренних забоек, при оседании пласта под врубовой щелью и т. п.), с увеличением температуры продуктов взрыва ВВ и его мощностных характеристик, при наличии преград на пути распространения ударных волн, приводящих к их отражению и усилению. Опасность зависит также от химического состава продуктов взрыва, смешивающихся с шахтной атмосферой.

Точный количественный расчет критических условий воспламенения горючей шахтной среды при взрывных работах крайне затруднен ввиду неопределенности условий взаимодействия продуктов взрыва и ударных волн с шахтной средой и многочисленности факторов, влияющих на процесс поджигания. Поэтому конкретные образцы предохранительных ВВ испытывают на способность поджигать ту или иную взрывоопасную смесь воздуха с горючими веществами, встречающимися в шахтной атмосфере (метаном, угольной пылью, серной пылью и др.).

Выбором нормированных условий испытаний, например взрыванием открытого заряда в среде горючей газовой смеси или заряда в металлической мортуре, моделирующей шпур и др., определяют так называемый уровень антигризутности, т. е. некоторую сравнительную характеристику ВВ, указывающую на степень безопасности взрывания данного ВВ по поджиганию горючей шахтной среды.

Основные закономерности воспламенения взрывным импульсом смесей горючих газов и пыли с воздухом указывают на следующие наиболее эффективные пути создания предохранительных ВВ.

1. Использование эффекта отрицательного катализа (ингибирования) по отношению к реакции окисления метана и других горючих шахтных газов или продуктов газификации горючей пыли, благодаря чему повышается допустимый уровень энергетических характеристик предохранительного ВВ (при заданном уровне антигризутности).

2. Управление энергией взрыва в зависимости от условий взрывания.

3. Повышение термодинамического к. п. д. взрыва путем уменьшения твердой фазы в составе продуктов взрыва.

Введение каталитических активных солей-пламегасителей (ингибиторов) в состав ВВ в настоящее время является общепринятым методом создания предохранительных ВВ. Изменением содержания этих солей в составе ВВ одновременно регулируют тепловые параметры взрыва и поверхность отрицательного катализа. С увеличением содер-

жания солей предохранительные свойства усиливаются как благодаря снижению теплоты (температуры) взрыва, так и вследствие возрастания эффекта ингибирования.

Второй путь повышения эффективности предохранительных ВВ состоит в управлении энергией взрыва в зависимости от опасности условий взрывания. Некоторые ВВ в особо опасных по воспламенению горючей шахтой среды условиях (открытый заряд) выделяют минимальное количество тепла, а в менее опасных условиях, свойственных заряду, нормально работающему в шпуре с забойкой, выделяют максимальное количество энергии, трансформируемой в механическую работу разрушения горной породы. Такие ВВ называют селективными детонирующими.

Если ВВ содержат различные по химической активности компоненты, то в зависимости от условий протекания взрыва, влияющих, в частности, на длительность сохранения давления в зоне реакции (замкнутости зарядной камеры и др.), в реакции взрывчатого превращения участвуют все либо наиболее активные компоненты. Например, смесь, состоящая из нитроглицерина (5—10%), хлористого аммония и натровой селитры, взрывается с полным выделением энергии, складывающейся из теплоты взрывчатого разложения нитроглицерина и теплоты реакции между ионообменной парой солей, только в замкнутой камере с прочными стенками. При взрывании на открытом воздухе разлагается только нитроглицерин, а малоактивные соли не успевают прореагировать в детонационной волне и разбрасываются взрывом как инертные вещества.

Селективно детонирующими такие системы называют потому, что в зависимости от внешних условий меняются полнота и параметры взрыва. Способность к селективной детонации могут иметь и вещества одинакового состава, но представляющие собой механические смеси частиц разных размеров и плотности, например смеси высокоплотных гранул и пылевидных фракций того или иного аммонита. Здесь химическая неоднородность вызвана значительным различием во времени превращения гранул и мелких частиц вещества в детонационной волне. Селективность могут иметь водонаполненные ВВ, в которых часть окислителя — аммиачной или другой селитры перешла в раствор и, естественно, разлагается при взрыве медленнее, чем сухие компоненты.

Одним из методов повышения работоспособности предохранительных ВВ является уменьшение количества твердой фазы в продуктах взрыва без снижения предохранительных свойств. Невзрывчатые соли-пламегасители в составе предохранительных ВВ охлаждают продукты взрыва до требуемого уровня и одновременно ингибируют реакцию окисления метана или других горючих газов. Однако регулирование тепловых характеристик взрыва возможно и без введения балластных солей в состав ВВ, например подбором активных компонентов ВВ (окислителей или горючих) с различной теплотой образования. Повысив последнюю, можно понизить теплоту и температуру продуктов взрыва.

Вторая возможность состоит в том, чтобы балластные примеси в предохранительных ВВ при взрыве переходили из твердого или жидкого агрегатного состояния в пары или газы. Так, вода может быть введена в состав предохранительных ВВ в свободном или связанном состоянии, например в виде кристаллогидратов. В последнем случае в тепловом балансе взрыва помимо испарения необходимо учитывать затраты тепла на разрыв связей (дегидратацию и т. п.).

Наиболее широко в качестве охлаждающей добавки воду применяют в патронах с водонаполненными оболочками: патроны ПВП-1 с оболочкой из растворов солей, не разлагающихся при взрыве, а также патроны ПВП-1-У с полиэтиленовой оболочкой, заполненной растворами окислителей (NH_4NO_3 и др.). Разложение окислителя и окисление продуктами распада полиэтилена с выделением дополнительного количества тепла в максимальной степени происходит только при взрывании патронов в шпурах с забойкой, т. е. в условиях замкнутой камеры.

Обобщив изложенное, можно сформулировать принципы современных предохранительных ВВ:

1. В соответствии с условиями применения, определяющими опасность (вероятность) воспламенения горючей шахтной среды, предохранительные ВВ подразделяются на классы, отличающиеся по степени антигризутности (показателю, обратному воспламеняющей способности ВВ). Необходимая степень антигризутности для предохранительных ВВ каждого класса устанавливается испытаниями в модельных, имитирующих или натуральных условиях.

2. Так как воспламенение среды происходит в результате ее теплообмена с продуктами взрыва (непосредственно или через ударные волны), то при малых отличиях в составе и теплоемкости газообразных продуктов взрыва воспламеняющая способность ВВ определяется теплотой взрыва. Поэтому предохранительные ВВ имеют ограничения по энергии взрыва, различные для каждого класса предохранительных ВВ. Допустимый уровень теплоты взрыва определяется условиями взаимодействия продуктов взрыва и ударных волн с воспламеняемой средой, что учитывается при классификации ВВ.

3. Каталитически активные вещества продуктов взрыва, подавляющие реакцию окисления горючих шахтных газов, повышают допустимый уровень энергии данного класса предохранительных ВВ. Ингибирующая способность твердых пламегасителей возрастает с увеличением удельной поверхности диспергируемого взрывом материала.

4. К. п. д. взрыва, характеризующий полноту перехода тепловой энергии в механическую работу, возрастает с уменьшением теплоемкости продуктов взрыва. Поэтому работоспособность ВВ при равной теплоте взрыва увеличивается с уменьшением твердой фазы в продуктах взрыва.

5. Исходя из указанных предпосылок, при подборе состава предохранительных ВВ руководствуются следующими положениями:

а) предохранительные ВВ должны содержать или образовывать при взрыве по возможности наиболее каталитически активные пламегасители с минимальным размером частиц (если они — твердые тела);

б) в зависимости от ингибирующей способности пламегасителей в составе ВВ расчетом или опытным путем определяют предельный для данного класса ВВ уровень энергии ВВ. Если ВВ способны к селективной детонации, то задают несколько допустимых уровней энергии.

в) задаваемый уровень энергии обеспечивается соответствующим подбором участвующих в реакции взрывчатого превращения компонентов ВВ с известными термохимическими константами, а при необходимости также введением в состав ВВ или в заряд неактивных, но способных к испарению или газификации веществ, охлаждающих продукты взрыва;

г) при расчете теплового баланса взрыва учитывается доля тепла, поглощаемая пламегасителем. Желательно, чтобы весовое содержание твердого пламегасителя в составе ВВ было минимальным, а его высокая

ингибирующая способность преимущественно обеспечивалась большой удельной поверхностью диспергируемого взрывом пламегасящего материала, тем самым увеличивается термодинамический к. п. д. взрыва.

д) предпочтительными следует считать такие составы предохранительных ВВ, которые образуют при взрыве тонкодисперсную взвесь из высокоактивных пламегасителей, содержат в составе продуктов взрыва минимальное количество твердой фазы, способны к селективной детонации, благодаря чему в зависимости от условий взрывания могут иметь свойства, соответствующие различным классам предохранительных ВВ.

б. При создании конкретных образцов ВВ вышеизложенные принципы, связанные с обеспечением антигрозутности, должны сочетаться с приемами, обеспечивающими безотказность детонации в зарядах.

Особую опасность представляет выгорание предохранительных ВВ в шпурах, которое возникает в тех случаях, когда по каким-либо причинам детонация в шпуровом заряде затухает, а остатки заряда поджигаются продуктами взрыва и продолжают гореть. Возникший очаг горения может послужить источником поджигания и взрыва горючей шахтной среды.

Причиной затухания детонации может быть снижение детонационной способности ВВ в процессе хранения вследствие увлажнения, слеживания и т. п., нарушение сплошности зарядов буровой мелочью между патронами и т. п., деформация зарядов в процессе группового неодновременного взрывания. Последнее выражается в сильном уплотнении зарядов волнами сжатия от взрыва зарядов предыдущей серии или в сильной деформации патронов прорывающимися по трещинам продуктами взрыва. Возможно также затухание детонации по причине канального эффекта.

Действенным средством предотвращения выгорания является расширение сетки расположения зарядов. ВВ должны иметь высокую детонационную способность при повышенных плотностях и пониженную горючесть, либо снабжаться прочными оболочками, стойкими по отношению к динамическим нагрузкам.

Детонационную способность предохранительных ВВ оценивают по зависимости критического диаметра, бризантности и скорости детонации от плотности, а также по способности устойчиво детонировать после подрыва смежного заряда. Мерой оценки служит расстояние между шпурами, выраженное в относительных или абсолютных величинах. Чем меньше расстояние между шпурами, при котором второй заряд нормально детонирует, тем выше детонационная способность ВВ.

По области применения предохранительные ВВ подразделяются на следующие группы:

1. ВВ для угольных шахт и других горных разработок, опасных по газу метану или угольной пыли.

2. ВВ для серных и колчеданных шахт и других горных работ, опасных по серной пыли и сернистым соединениям.

3. ВВ для нефтяных, озокеритовых и других шахт, опасных по парам бензина и тяжелым углеводородам.

Внутри каждой группы предохранительные ВВ разбивают по условиям применения и степени опасности горных выработок по газу или пыли.

В соответствии с принятой в СССР классификацией предохранительные ВВ подразделяют на четыре класса:

!

Класс III. Мощные породные ВВ ограниченного применения. Они предназначены для взрывных работ в забоях выработок, полностью проводимых по породам в шахтах, опасных по газу или пыли; в смешанных забоях, проводимых по пластам, опасным по газу, но не опасным по пыли; для вскрытия пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, при наличии породной пробки с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова не менее 7; для сотрясательного взрывания в выработках, опасных по выбросам породы; по углю в шпурах и скважинах, заполненных водой; для проходки стволов при появлении метана. Работоспособность ВВ этого класса 290—320 см³.

Класс IV. ВВ средней мощности и предохранительноеTM. Они предназначены для взрывных работ по углю и породе в забоях подготовительных, нарезных и очистных выработок без машинного вруба в шахтах, опасных по газу всех категорий и опасных по пыли, а также для сотрясательного взрывания. Работоспособность ВВ IV класса 220—290 см³.

Класс V. ВВ повышенной предохранительноеTM. Они предназначены для взрывных работ по углю и породе в газовых шахтах III категории и сверхкатегорийных в особо опасных условиях в забоях очистных и подготовительных выработок с машинным врубом; в забоях восстанавливающих выработок; в тупиковых угольных забоях и лавах без вруба при отбойке мягких углей; в бутовых штреках с верхней подрывкой угля; в забоях с суфляжными выделениями газа и при интенсивном выделении метана в шпурах; для взрывного распыления воды при создании водяных завес. Работоспособность ВВ этого класса 130—220 см³.

Класс VI. Высокопредохранительные ВВ. Они предназначены для отбойки мягкого угля в шахтах, опасных по газу, всех категорий, в очистных и подготовительных забоях при наличии в них машинного вруба и при посадке кровли с помощью взрывных работ; для взрывания дучек и печей. Работоспособность ВВ этого класса 120—140 см³.

Соответственно условиям применения ВВ отличаются по составу и свойствам.

Предохранительные ВВ для породных забоев, опасных по метану, и специального назначения (III класс)

Предохранительные аммиачно-селитренные ВВ III класса согласно принятой классификации (см. табл. 11.23) подразделяются на три группы.

К первой группе отнесены ВВ, область применения которых ограничена взрыванием пустых пород в шахтах, опасных по газу или пыли, при условии, что во взрываемых забоях должна отсутствовать пыль и не должно скапливаться метана более 1%. Для взрывания пород требуются достаточно мощные ВВ, поэтому в составе породных ВВ содержится небольшое количество пламегасителя и повышенное количество сенсibilизаторов и других активных компонентов. В данную группу входят победит ВП-4 и аммонит АП-5ЖВ.

Ко второй группе отнесен серный аммонит № 1ЖВ, предназначенный для серных шахт, опасных по загоранию и взрывам серной пыли. В его состав в качестве пламегасителя входит хлористый аммоний, отличающийся высокой теплопоглощающей способностью благодаря чему резко снижается температура продуктов взрыва ВВ.

К третьей группе отнесен нефтяной аммонит № 3ЖВ, предназначенный для шахт, опасных по парам нефтяных углеводородов, характеризующихся более легкой воспламеняемостью, чем ме-

тан и угольная пыль. Для обеспечения в таких условиях безопасности взрывных работ в состав нефтяного аммонита введено большое количество эффективного пламегасителя — хлористого калия. В шахтах с выделением нефтяных паров разрешено также применение комбинированных зарядов из патронов аммонита АП-5ЖВ и угленита № 5.

Победит ВП-4 представляет собой порошкообразное пепеляющее жирное на ощупь водоустойчивое ВВ, сенсibilизированное жидкими нитроэфирами, которые придают ему повышенную плотность (в патронах) и высокую детонационную способность (табл. 11.35 и 11.36). Побе-

Т а б л и ц а 11.35

Рецептурный состав и нормируемые технические показатели

Компоненты и показатели	Победит ВП-4	Аммонит	
		серный № 1ЖВ	нефтяной ЛБ 3ЖВ
С о с т а в , %			
Труднозамерзающая смесь нитроэфиров	9± 0,7	5,0± 0,5	
Селитра аммиачная водоус- тойчивая	65,6± 1,5	52,0± 2,0	
Тротил	12,0± 1,0	11,5± 1,0	
Пламегаситель	12,0± 1,0	30,0± 1,5	
Древесная мука	1,5±0,5	1,5± 0,5	
Коллоидонный хлопок (сверх 100%)	0,13—0,15		
Стеарат кальция			
Сода (сверх 100%)	0,1—0,3	0,2—0,3	
Т е х н и ч е с к и е п о к а з а т е л и			
Влажность, % (не более)	0,4	0,5	
Химическая стойкость по йодокрахмальной пробе, мин (не менее)	10	10	
Диаметр патронов, мм . .	36	32 *	
Плотность ВВ в патро- нах, г/см ³	1,1—1,3	0,95—1,05	
Работоспособность, см ³ (не менее)	320	200	
Бризантность, мм (не менее)	14	11	
Передача детонации (см) меж- ду патронами диаметром:			
32 мм		5(3)	
36 мм	6(5)		
Предельный заряд при под- рыве в опытном штреке, г (не менее):			
по метану	600		
по угольной (серной) пыли	700	(400)	
Отпускная цена, руб./т . .	375	402	

Может выпускаться также в патронах диаметром 36 мм.
После выдержки в воде в течение 1 ч в вертикальном положении.
То же, но в горизонтальном положении.
По парам бензина в смеси с метаном норма 350 г.

Т а б л и ц а 11.30

Расчетно-экспериментальные характеристики

Х а р а к т е р и с т и к и	11обедпт ВП-4	а м м о н и т ы	
		серны и № 1ЖВ	нефт иной № 3ЖВ
Р а с ч е т н ы е			
Кислородный баланс, %	— 0,2	— 1,4	— 0,65
Теплота взрыва, ккал/кг	923	483	744
Объем газов, л/кг	780	878	635
Температура взрыва, °С	25С5	1570	2090
Э к с п е р и м е н т а л ь - н ы е			
Рабочая плотность патро- нов, г/см ³	1,13—1,2	0,98—1,03	1,12—1,26
Работоспособность, см ³ . .	320—340	200—220	230—240
Бризантность при минималь- но допустимой плотности патронов, мм	15—18	10—12	13—14
Передача детонации (см) между патронами диаме- тром:			
32 мм	10—16	7—10 (3—5) **	6—12 (2—5) *
36 мм	15—25 (10—20) *		
Скорость детонации, км/с	3,8—4,6	2,5—3,0	2,8—3,2
Критический диаметр, мм	5—7	8—10	6—8
Чувствительность:			
к удару, %	40—60	36—40	36—56
к трению, кгс/см ² . . .	1650	1535	1535
Критическое давление горе- ния, кгс/см ²	8—10		
Длина участка детонации в условиях канального эффекта, м	0,75 ***		

* После выдержки в воде в течение 1 ч (вертикально).

** То же (горизонтально).

*** Испытание в стальной трубе с зазором 10—15 мм.

дит пригоден для забоев любой *степени* обводненности, безотказно детонирует в увлажненном состоянии. Пригоден для любых климатических условий. По мощностным характеристикам победит ВП-4 превосходит все предохранительные ВВ, приближаясь к непредохранительному аммониту № 6ЖВ (см. табл. 11.28).

Победит выпускают в патронах массой 250 или 300 г в полиэтиленовой герметичной упаковке. По заказам потребителей может быть выпущен в патронах меньшей массы, диаметром 32 мм. Гарантийный срок использования победита 6 мес., для потребителей Крайнего Севера — 12 мес. Допущен к постоянному применению в чистопородных сухих и обводненных забоях подготовительных выработок рудников и угольных шахт всех категорий.

Аммонит АП-5ЖВ представляет собой мелкодисперсное мало-слеживающееся водоустойчивое ВВ. Пламегасителем является хлористый натрий (табл. 11.37, 11.38). По водоустойчивости, чувствитель-

Т а б л и ц а 11.37

Рецептурный состав и нормируемые технические
показатели

Компоненты и показатели	Аммонит		Аммонит АП-5ЖВ
	ПЖВ-20	Т-19	

С о с т а в , %

Селитра аммиачная водоустойчивая	64± 1,5	61 ± 1,5	70 ± 1,5
Тротил	16± 1,0	10±1,0	18± 1,0
Пламегаситель	20± 1,0	20± 1,0	12± 1,0

Т е х н и ч е с к и е и п о к а з а т е л и

Влажность ВВ, % (не более)	0,2	0,2	0,2
Плотность патронов, г/см ³	1,05—1,2	1,05—1,2	1,0—1,15
Работоспособность, см ³ (не менее)	265	265	320
Бризантность при плотности 1 г/см ³ , мм (не менее)	13	14	14
Передача детонации между патронами, см (не менее)	5	5	5
Передача детонации (см) после выдержки патронов в воде (вертикально) в течение 1 ч (не менее) . . .	2	2	2
Предельный заряд (г) при подрыве в мортире в опытном штреке (не менее):			
по метану	600	600	600
по угольной пыли . . .	700	700	700
Отпускная цепа, руб./т . . .	219—224	233	241

Т а б л и ц а 11.38

Расчетно-экспериментальные характеристики

Характеристики	Аммонит	
	ПЖВ-20	Т-19
Аммонит АП-5ЖВ		
Р а с с ч е т н ы е		
Кислородный баланс, %	+ 0,32	—2,47
Теплота взрыва, ккал/кг	813	814
Объем газов, л/кг . . .	717	724
Температура взрыва, °С	2220	2230
Э к с п е р и м е н т а л ь - н ы е		
Рабочая плотность патронов, г/см ³	1,1 – 1,18	1,1 – 1,2
Работоспособность, см ³ . .	265—280	270—280
Троилловый эквивалент . .	0,68	0,7
Бризантность при минимально допустимой плотности патрона, мм	14—16	15—17
Передача детонации между патронами, см.	7—10 (4-7)	8—12 * (4—8) *
Скорость детонации, км/с	3,5—4,0	3,6—4,3
Критический диаметр детонации (мм) при плотности (г/см ³):		
1,1	12—14	10—12
1,6	26—28	17—19
Критическая плотность детонации в шпурах, г/см ³	1,45—1,55	1,65—1,7
Чувствительность:		
к удару, %	12—24	12—24
к трению, кг/см ³ . .	1740—2250	2000—2300
Водоустойчивость на гидроприборе, см вод. ст. . .	60—80	60—90
Предохранительные свойства	Выдерживают испытание в опытном штреке по газу и пыли по методике ГОСТ 7140—54	

* По трехпатронному методу испытаний: 4—8 см между сухими патронами и 2—4 см между мокрыми. В скобках — после выдержки патронов в воде в течение 1 ч.

ности к механическим воздействиям и критическим условиям детонации это ВВ мало отличается от непродохранительных аммонитов, сенсibilизированных тротилом. По мощности несколько уступает победиту ВП-4, но более дешевое ВВ. Гарантийный срок использования 12 мес. при поставке на Крайний Север и 6 мес. при поставке в другие районы страны. Допущен к постоянному применению в сухих и обводненных забоях рудников и шахт всех категорий опасности по газу или пыли при соблюдении тех же условий взрывания, что и для победита ВП-4. Выпускается в патронах диаметром 36 мм, массой 250 или 300 г в герметичной полиэтиленовой упаковке.

Серный и нефтяной аммониты представляют собой жирные на ощупь непылящие порошкообразные ВВ, сенсibilизированные нитроэфиром. Патроны серного и нефтяного аммонитов имеют хорошую детонационную способность. Выпускаются в патронах диаметром 32 мм, массой 200—250 г. Гарантийный срок использования 6 мес.

Предохранительные ВВ для угольных и смешанных забоев шахт, опасных по газу или пыли (IV класс)

Аммонит ПЖВ-20— порошкообразное предохранительное ВВ средней мощности. Изготавливается на основе водостойчивой селитры марки ЖВ, летом — с добавкой фуксина (см. табл. 11.37). Благодаря этому, а также обязательному охлаждению порошка перед патронированием до температуры -35°C и герметичной упаковке в полиэтиленовую пленку патроны аммонита ПЖВ-20 практически не слеживаются и сохраняют первоначальные взрывчатые характеристики в течение гарантийного срока годности. Патроны его способны детонировать после выдержки в обводненных шпурах в течение нескольких часов.

Детонационная способность аммонита ПЖВ-20 падает с повышением плотности. При уплотнении свыше $1,6\text{ г/см}^3$ аммонит ПЖВ-20 может давать отказы детонации в патронах диаметром 36 мм (табл. 11.39), что может привести к выгоранию его в шпурах.

Аммонит ПЖВ-20 выпускается в патронах диаметром 36 мм и массой 250—300 г с обязательной герметичной упаковкой пачек в полиэтиленовый мешок, вкладываемый в ящик.

Аммонит Т-19 по физическим и взрывчатым свойствам близок к аммониту ПЖВ-20, но по сравнению с ним имеет в составе несколько больше тротила, отличается повышенной детонационной способностью; в уплотненном состоянии имеет меньшую вероятность выгорания в шпуровых зарядах.

Уплотняемость, горючесть и детонационная способность аммонита

	Т-19	ПЖВ-20
Уплотнение ВВ в патронах, г/см^3 :		
при статическом обжатии	1,60—1,65	1,6—1,64
при динамическом обжатии	1,5—1,6	1,5—1,55
Критическое давление горения, кгс/см^2		10—13

8

$\begin{array}{c} \mathbb{B} \\ - \end{array}$	$\begin{array}{c} \circ. \\ 1 \\ \circ' \\ \text{rt} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{G} \\ \text{rt} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{rt} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{---} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{G} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \ll \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{C} \\ \text{ca} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{C} \\ \text{U} \end{array}$
$\begin{array}{c} \mathbb{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{co} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{M} \end{array}$	$\begin{array}{c} \Gamma. \\ \text{co} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{---} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{G} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{C} \\ \text{ca} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{C} \\ \text{U} \end{array}$
$\begin{array}{c} \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \wedge \\ \text{co} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \Gamma. \\ \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{---} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{G} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{---} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{C} \\ \text{U} \end{array}$
$\begin{array}{c} \text{+} \end{array}$	$\begin{array}{c} \Gamma. \\ \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{G} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{IO} \\ \text{IO} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{IO} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{H} \\ \text{H} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \mathbb{O} \\ \text{O} \end{array}$	$\begin{array}{c} \text{---} \\ \text{O} \end{array}$

IO

00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

00 00 00 00

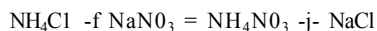
Длина участка детонации в условиях канального эффекта (при зазоре 10 мм), м . . .	—	0,77
Приведенное расстояние устойчивой детонации R^* , мм	7,5	10,6 **

Аммонит Т-19 допущен для тех же условий взрывания, что и аммонит ПЖВ-20; выпускается в патронах таких же диаметров и массы и в такой же упаковке.

Гарантийный срок хранения аммонитов — 6 месяцев.

*ВВ повышенной предохранительности и высоко-
предохранительные (V и VI классы)*

Ионообменные ВВ (первый тип) содержат хлористый аммоний и нитрат натрия или калия. При взрыве эти соли вступают во взаимодействие по реакции



с последующим разложением образующегося нитрата аммония. Повышенные предохранительные свойства таких ВВ объясняются высокой дисперсностью образующегося хлористого натрия, являющегося ингибитором по отношению к реакции окисления метана, а также тем, что эти ВВ являются селективно детонирующими.

К этому типу ВВ относятся углениты Э-6 и 7-у.

К ВВ, содержащим большое количество солей-пламегасителей (NaCl , KCl и т. п.), относится угленит № 5 (второй тип ВВ).

Патроны предохранительного ВВ, в состав оболочки которой входит пламегаситель (третий тип ВВ V класса): патроны в водонаполненных полиэтиленовых оболочках ПВП-1-У и СП-1.

Угленит Э-6 — непылящий, плохосыпучий, жирный на ощупь порошок. Относится к селективно детонирующим предохранительным ВВ (V класс). Содержит в своем составе обменную пару солей (NaNO_3 , NH_4Cl) и небольшое количество хлористого калия в качестве дополнительного пламегасителя. Сенсибилизирован труднозамерзающей смесью нитрозфиров (14%) и гидрофобизирован стеарагом кальция. По степени водоустойчивости уступает аммониту ПЖВ-20. Техническая норма выдержки его патронов в воде при испытании на водоустойчивость сокращена до 0,5 ч (табл. 11.40), но, имея в составе высокочувствительный сенсибилизатор, способен безотказно детонировать и передавать детонацию от патрона к патрону в подмокшем состоянии. По мощности он примерно в 1,5 раза слабее аммонита ПЖВ-20 (табл. 11.41). В нормальном состоянии и при не очень сильном уплотнении в шпурах его патроны безотказно детонируют от КД № 8.

Угленит Э-6 допущен к постоянному применению в шахтах всех категорий, а также на пластах, опасных по внезапным выбросам газа.

* В углецементных блоках по методике МакНИИ. —

** Для аммонита высокого качества изготовления Н — 9.

Т а б л и ц а 11.40

Нормируемые технические показатели угленитов

Показатели	Угленит		
	Э-6	№ 5	№ 7-У
Влажность, % (не более)	0,5	0,5	0,5
Химическая стойкость по йодокрахмальной пробе, мин (не менее)	10	10	10
Плотность патронов, г/см ³	1,1 — 1,25	1,1 — 1,35	1,1 — 1,3
Работоспособность, см ³ (не менее)	130	50—90 *	80
Бризантность при плотности 1,1 г/см ³ , мм (не менее)	7	4	3
Передача детонации между патронами диаметром 36 мм, (не менее)	5	3	3
Передача детонации после выдержки патронов в течение 0,5 ч в воде:			
вертикально	3	—	—
горизонтально	—	2	—
Вес открытого заряда, при взрыве которого метано-воздушная смесь не воспламеняется, г (не менее)	200	500	1000
Гарантийный срок использования в полиэтиленовой упаковке, мес.	6	6	6
Отпускная цена, руб./т . . .	437	350	360

* Ограничена пределами.

При этом расстояние между шпуровыми зарядами должно быть не менее 30 см. Выпускается в патронах диаметром 36 мм, массой 300 г с герметизацией пачек в ящике полиэтиленовой пленкой. По условиям перевозки и хранения приравнен к ВВ II группы, однако как нитроэфирное ВВ требует более осторожного обращения, чем аммониты. Гарантийный срок хранения 6 месяцев.

Угленит № 5 — непылящий, плохосыпучий, жирный на ощупь порошок, sensibilizированный 10%-ной труднозамерзающей смесью нитроэфиров. Содержит 75% пламегасителя, имеет повышенные предохранительные свойства, низкие энергетические характеристики, безотказно детонирует в открытых зарядах диаметром 32—36 мм и передает детонацию между патронами на большие расстояния (см. табл. 11.41). В патронах практически не слеживается. При испытании на водостойкость выдерживает получасовую замочку патронов в горизонтальном положении.

Т а б л и ц а 1.4!

Расчетно-экспериментальные характеристики

Х а р а к т е р и с т и к и			
а-6			
Р а с ч е т н ы е			
Кислородный баланс, % .	Ч 0,53	—0,18	¹ -4,94
Теплота взрыва, ккал/кг .	G40	311	375
Объем газов, л/кг	560	215	527
Температура взрыва, °С . .	1790	920	1500
Э к с п е р и м е н т а л ь н ы е			
Рабочая плотность патронов, г, СНГ	1,15—1,2	1,2-1,3	1,15—1,25
Работоспособность, см ³ . .	130—170	CO—90	100— 120
Тропиловый эквивалент . .	0,58		
Бризантность при плотности 1,1 г/см ³ мм	7,5—11,0	5 - 8	5—7
Передача детонации между патронами диаметром 36 мм, см	7—12	5—10	5—10
Передача детонации после выдержки патронов в течение 0,5 ч в воде:	3—10		
вертикально			
горизонтально		2—4	
Скорость детонации, км/с	1,9—2,2	,75—1,9	1,6—1,8
Критический диаметр, мм	7—9	8—10	7—10
Чувствительность:			
к удару, «о.	40—70	40—60	80—100
к трению *, кгс/см ²	2300	2300	2300
Предохранительные свойства:			
не воспламеняет метавоздушную смесь свободно подвешенным зарядом максимальной массой, г	300	1000	1000

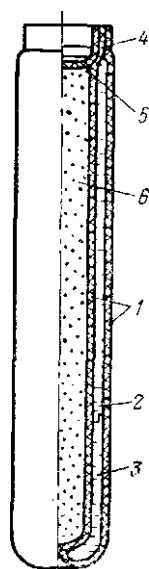
* Без примеси песка; с примесью приведенные показатели снижаются больше чем в 2 раза.

Угленит № 5 относится к ВВ V класса и допущен для взрывных работ по углю в шахтах III категории и сверхкатегорных. Применяется главным образом для создания водораспылительных завес, для посадки кровли, разбучивания углеспусков, а также в комбинированных зарядах с более мощными предохранительными ВВ для усиления предохранительных свойств зарядов. Выпускается в патронах диаметром 30 мм, массой 150—200, 250 и 300 г. Пачки с патронами герметично упаковываются в полиэтилен. По условиям перевозки и хранения приравнен к ВВ II группы, но требует более осторожного обращения. Гарантийный срок хранения — 6 месяцев.

Угленит № 7-У — селективно-детонирующее ВВ, неводоустойчив, ионообменного типа, сенсibilизированное нитроэфиром (см. табл. 11.40, 11.41). Он имеет высокие предохранительные свойства и относится к VI классу ВВ. Не воспламеняет метано-воздушную смесь при взрывании открытым зарядом массой до 1 кг.

Угленит № 7-V предназначен для взрывания угля шпуровыми зарядами в шахтах всех категорий по газу или пыли и для специальных работ открытыми зарядами: перебивания деревянных стоек при взрывной посадке кровли зарядами массой не более 150 г; дробления негабаритных кусков породы и угля; разубоживания угольных печей и углеспусков зарядами массой не более 500 г и т. д.

Выпускается в патронах диаметром 36 мм, массой 250—300 г. При использовании в шпуровых зарядах патроны должны быть помещены в полиэтиленовый шланг, так как состав неводоустойчив. По условиям перевозки и хранения приравнен к ВВ II группы. По сравнению с аммонитами имеет более высокую чувствительность к механическим воздействиям и поэтому требует более осторожного обращения. Допущен к промышленным испытаниям.



Предохранительные водонаполненные патроны

Патроны ПВП-1-У относятся к ВВ V класса, допущены для проходческих и очистных работ по углю в шахтах всех категорий опасных по газу или пыли, а также для сотрясательного взрывания на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, и для распыления воды из полиэтиленовых мешков при создании водяных завес в выработках.

Патроны ПВП-1-V состоят из двухстенной полиэтиленовой оболочки (ампулы) с глухим дном и съемной крышкой (рис. 11.18). Сердцевина оболочки заполнена аммонитом ПЖВ-20 или Т-19, а междустенное пространство — водным 56—65%-ным раствором аммиачной селитры.

Рис. П.18. Патрон ПВП-1-У в полиэтиленовой, наполненной раствором селитры, предохранительной оболочке:

1 — внутренняя и наружная стенки оболочки; 2 — центрирующее утолщение; 3 — раствор селитры; 4 — крышка; 5 — углубление для ЭД после прокола; 6 — аммонит

Снаряженные патроны имеют надежную детонационную способность, передают детонацию на 5 см, имеют пониженную горючесть и по этой причине „гало склонны к выгоранию. При вводе их с помощью забойника в шпур герметичность не нарушается. По работоспособности *они мало* уступают обычным патронам аммонита ПЖВ-20. Патроны ПВП-I-V поставляют с гарантийным сроком 6 п 12 мес. в зависимости от условий транспортирования и отдаленности потребителя.

Патроны СП-1 той же конструкции, но с угленитом Э-6 в качестве центрального заряда. Относятся к классу VI по предохранительности. По мощностным характеристикам уступают патронам ПВП-I-V, но обладают более высокой степенью предохранительности.

Характеристики ВВ в предохранительных оболочках

	Патроны ПВП I-V	Патроны СП-1
Размер оболочки, мм:		
наружный диаметр	38—39	38—39
внутренний диаметр	30 + 0,5	30 + 0,5
Длина, мм.	242 + 2	242 + 2
Масса, г.	165 + 10 *	165 + 10 *
Тип ВВ.	Аммониты	Угленит Э-6
	T-19, ПЖВ-20	
Плотность ВВ, г/см ³	0,95—1,15	1,1 — 1,25
Масса ВВ, г.	120 ± С	120 + 6
Общая масса патрона в оболочке, г.	285 + 15	285 ± 15
Передача детонации между патронами в оболочках, см.	5—10	5—10
Скорость детонации, км/с	3,5—4,5	1,9—2,2
Троилловый эквивалент по баллистическому маятнику.	0,58	
Отпускная цена, руб. за 1000 шт.	245	

Глава IV

СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

§ 12. Иницирующие взрывчатые вещества

Для снаряжения капсулей-детонаторов (КД) п электродетонаторов (ЭД) применяют первичные — иницирующие и вторичные — бризантные взрывчатые вещества. К иницирующим ВВ относятся гремучая ртуть, азид свинца и тринитрорезорцинат свинца (табл. 11.42). К бризантным — тетрил, гексоген и тэн.

Иницирующие ВВ являются высокочувствительными соединениями; в порошкообразном состоянии *они* особенно опасны в обращении и легко взрываются от слабого удара, трения, накола, тряски, луча

* В том числе 130 г раствора селитры.

$y_{\pm 6}$
 $\begin{matrix} o & o & co \\ oi & N & \ddot{N} & 00 & CN & o & | & g \\ & co & - & & 1 & \wedge & r \\ & & & & & 00 \end{matrix}$
 $\begin{matrix} \vee \\ s \\ H \end{matrix} o$

$\begin{matrix} 19 & o & \Gamma \\ 00 & o & \Gamma \\ - & & \end{matrix}$

$\begin{matrix} 00 \\ 2\pi \\ 3 \end{matrix}$

$\begin{matrix} 34 \\ m.o \end{matrix}$
 $\begin{matrix} o & o & f & N & - & O & Ю \\ - & co & - & T & & & £ \end{matrix}$

$\begin{matrix} > 9, \\ c & 3 \\ Z & o. \end{matrix}$
 $\begin{matrix} 3 & S & g & \ltimes & \langle ? & g \end{matrix}$

a

$\begin{matrix} 3 \\ £ \end{matrix}$

$\begin{matrix} O \\ 2 \\ C \end{matrix}$
 $\begin{matrix} s & s & ^ \\ co & ^ & ^ & -o \end{matrix}$
 $\begin{matrix} o & o^0 & CM \end{matrix}$

$\begin{matrix} ta \\ u \\ E & S \\ & o \\ a & >> Q. \\ & >> \langle \\ & >> \cdot \\ & & \alpha \\ K & \Pi & B \\ & \kappa & \kappa & o \\ & S=3 & >3 & o \\ & 2 & b \\ \Pi & > & \ddot{G} & O^5 \\ O & & o & \kappa & H & 2 \\ c & \dots & Я & \Pi & \begin{matrix} H & o & H \\ \textcircled{c} & u & b \\ \textcircled{c} & \textcircled{c} & v \end{matrix} & \begin{matrix} H & b \\ & >o \\ & я \\ & Б \end{matrix} \\ H & H & C & \begin{matrix} \Pi \\ \lambda \end{matrix} & \begin{matrix} H & Б & Б \\ & & \end{matrix} \end{matrix}$
 $\begin{matrix} H & \alpha & B \\ o & o & o \\ & >> & O & \kappa \\ & o. & & \\ & \Pi & & \begin{matrix} \vee \\ s \end{matrix} \\ & H & & \begin{matrix} H \\ \textcircled{c} \end{matrix} \\ & \alpha & & \begin{matrix} H \\ \textcircled{c} \end{matrix} \\ & >> & & \begin{matrix} H \\ \textcircled{c} \end{matrix} \\ & & & \begin{matrix} H \\ \textcircled{c} \end{matrix} \end{matrix}$

от пыли или искры. Вследствие большой опасности герметизация первичных инициирующих ВВ в порошке запрещена. В запрессованном виде опасность несколько снижается вследствие уменьшения их чувствительности. Первичные инициаторы ВВ негигроскопичны, но способны увлажняться, причем увлажненная ртуть не детонирует, а выгорает, и детонаторы дают отказы. В отличие от ртутной азид свинца нормально детонирует при содержании влаги до 30%.

§ 13. Капсюли-детонаторы

КД предназначены для возбуждения детонации ВВ при взрывных работах способом огневого взрыва. Они представляют собой открытую с одного конца медную или бумажную гильзу, в которую запрессован заряд инициирующего ВВ (рис. III. 19). Первичное инициирующее ВВ

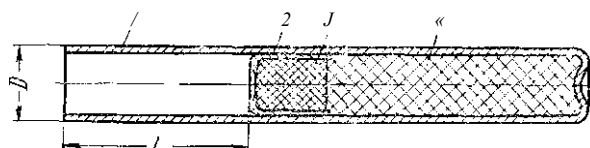


Рис. III. 19. Капсюль-детонатор:

1 — гильза; 2 — чашечка; 3 — первичное инициирующее ВВ;
4 — вторичное инициирующее ВВ

ящее ВВ (ртуть) запрессовано в металлическую чашечку из цветного металла (меди, биметалла), имеющую в середине отверстие. Чашечка повышает безопасность применения КД. Выпускают три типа КД: Д-8-С, Д-8-М и Д-8-Б, В настоящее время промышленность выпускает КД ртуть-тетриловые и КД, в которых вторичными ВВ являются тэи и гексоген (табл. 11.43).

Обращаться с КД следует осторожно, так как от удара, трения, искры они взрываются. Они могут отсыревать, поэтому их следует хранить в сухих помещениях. Удалять из гильзы случайно попавшие посторонние предметы можно только легким постукиванием открытой частью гильзы о ноготь пальца.

Упаковывают КД в картонные коробки по 100 шт., а коробки укладывают по 50 шт. в металлические ящики. На крышках ящиков делают надпись или наклеивают этикетку с указанием завода-изготовителя, типа КД, даты изготовления, номера партии и номера стандарта. В каждый ящик с КД вкладывают инструкцию по их применению и обращению с ними. Партию КД выпускают в количестве не более 50 000 шт.

Испытание КД. От каждой поступившей партии вскрывается не менее двух ящиков и отбирается не менее 200 КД, которые подвергаются наружному осмотру. Металлические гильзы не должны иметь трещин или раковин, а бумажные — отслоений бумаги у дульца, препятствующих введению огнепроводного шнура (ОШ), и сколов тетрила у дна КД. На внутренней поверхности металлических и бумажных гильз не должно быть засоренности. При наличии указанных дефектов вся партия бракуется, составляется рекламационный акт, который высылается заводу-изготовителю.

Т а б л и ц а 11.43

Характеристика КД

Тип	а н с 2 * а х !	с 2	М К Ч я а н о S	к л « н з 2 S » QJ o 14 u	Вторич- ный заряд, г		2 с я а о а m к ч с t	ж Е G. S C J O t S Cts-	i [S J * S u	с. й « я « К и » X Cтп руб	2 р
					ч я о н н	я 5 х 2 с р					
№ 8-М	7,05	51	Медь марки М1, М2, М3	0,5	1,0	1,0	Латунь Л1-68 или медь М1, М2, М3	8	2	2	30
№ 8-Б	7,65	51	Бумага патрон- ная	0,5 *	1,0	1,0	То же	8	2	2	18
№ 8-С	7,20	51	Сталь или би- металл	0,5	1,0	1,0	Биметалл, сталь	8	2	2	30

* Или азид свинца.

Вопрос о дальнейшем использовании партии решает комиссия с участием представителя завода-изготовителя. Отбракованные с дефектами КД уничтожаются в установленном порядке.

§ 14. Огнепроводный шнур и средства его воспламенения

Огнепроводный шнур (рис. 11.20) применяют при огневом взрывании для передачи за определенный промежуток времени пучка искр капсюлю-детонатору. ОШ состоит из хлопчатобумажной оплетки и слабо спрессованной сердцевины из зерен дымного пороха (78% селитры калиевой, 12% серы и 10% древесного угля). В середине пороховой сердцевины находится направляющая нить. ОШ горит со средней скоростью 1 см/с (табл. 11.44).

Едиными правилами безопасности [35] ОШ допущены для применения при взрывах на дневной поверхности, а также в шахтах, не опасных по газу и пыли, и в скважинах, не опасных по скоплению и выбросу газа.

Огнепроводный шнур выпускают в бухтах разного диаметра, которые вкладывают в пачки по 25 бухт в каждой. В каждой пачке не должно быть более пяти бухт, состоящих из нескольких отрезков. В бухтах шнура марки ОША не должно быть более трех отрезков, а в бухтах шнура других марок — более двух отрезков. Отрезки шнура ОША должны быть не менее 1,2 м, а у ОШДА и ОШП — не менее 2,5 м.

Каждую пачку ОШ оборачивают оберточной или патронировочной бумагой или пергаментом и перевязывают шпагатом или хлопчато-

Я
к
ч
к>

fa

Марка	ОМ	Геометриче- ские размеры	э 'ко 09 Уониртф RMeadio БННОСЮJ Bwodg	Пределы измерения температуры,	h 'ЭНЭМ эн чхэомэв'пинносШэноп'од	Материал наружного покрытия	5 s с.с.	-foj HodD	re внэп •gXd "orei oi ББНМЭАШО
ОША	Асфальтиро- ванный	κ "diawBHt	о	чхэомноАэ -oi/uai	ю СМ 1	Водоизоли- рующая опудренная мастика	Влажные и сухие породы	—	со
ОШДА	Дважды асфальтиро- ванный	Ж 4141 -xI9 BHHirti	о	чхэоннохэ •oeodow	ю СМ 1	То же	Обводненные, влажные и су- хие породы	ю	со
ОШП	Пластиковый		о		ю СМ 1	Пластиковая масса	То же	ю	со

Служит для пражей. На каждую пачку наклеивается этикетка с указанием: наименования и марки шнура, материала его оплечок, даты изготовления. Пачки шнура укладывают в деревянные ящики не более восьми пачек в каждый ящик.

На каждый ящик наклеивают этикетку с указанием: наименования или попарного знака предприятия-изготовителя, наименования и марки шнура, номера партии, номера ящика, числа пачек в ящике, даты изготовления, брутто в кг, номера ГОСТа.

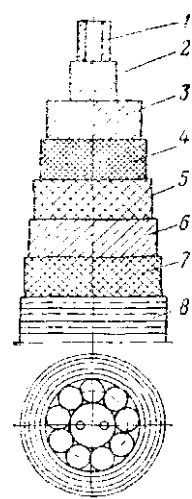


Рис. 11.20. Огнестойкий шнур:

1 — направляющие нити; 2 — пороховая мякоть; 3 — двойная льняная, пеньковая или хлопчатобумажная оплетка; 4 — смола; 5 — асфальт; 6 — оплетка; 7 — смола; 8 — наружная оболочка (полихлорвиниловая, гуттаперчевая или асфальтовая)

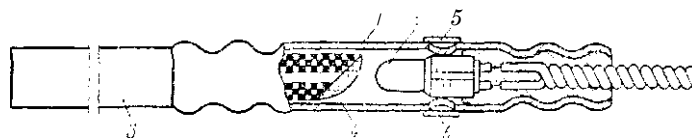


Рис. 11.21. Электрозажигательная трубка ЭЗТ-2:

1 — биметаллическая гильза; 2 — ЭВ; 3 — отрезок ОШ; 4 — зажига-
тельный состав; 5 — отверстия, заклеенные калькой

Электрозажигатели огнестойкого шнура ЭЗ-ОШ-Б (рис. 11.22) состоят из бумажной гильзы, электровоспламенителя с нитчатной пробкой, проводников из звонкового провода, мостика накаливания и воспламенительной головки. Электрозажигатель срабатывает от постоянного тока 1 А и переменного 2,5 А. Их запрещается применять в шахтах, опасных по газу или пыли. Электрозажигатели упаковывают по 20—40 шт. в картонные коробки, которые укладывают в деревянные ящики.

Электрозажигательные патроны ЭЗП-Б (рис. 11.23) представляют собой бумажные гильзы, на дне которых помещается лепешка воспламенительного состава, обеспечивающего безопасное воспламенение всех отрезков ОШ, введенных в гильзу (табл. П.45).

Электрозажигательные патроны готовят на месте применения ВВ. Их выводные провода длиной 1 м могут быть медными и стальными.

Зажигательные патроны ЗП-Б отличаются от электрозажигательных только способом воспламенения в полости пороховой лепешки, ко-

$$\begin{array}{ccccc} & 3 & & i & & r \\ & & & & & \\ 1 & & & & & \text{teg} \end{array}$$

1—толстостенная гильза; 2 и 3—стальные втулки;
4 — бумажная втулка; 5 — ЭВ

Испытания ОШ. От каждой партии вскрывают не менее одного ящика, в котором все бухты подвергают наружному осмотру. При этом устанавливают следующие дефекты: переломы, трещины в оболочке, разломачивание концов, следы подмокчи и др. При обнаружении дефектов всю партию бракуют, составляют рекламационный акт (отправляемый заводу-изготовителю). Из прошедших наружный осмотр отбирают 2% бухт для проведения испытаний. ОШ испытывают го всем показателям только после выдерживания его в воде на глубине 1 м: ОША — 1 ч; ОШДА и ОШП — 4 ч; концы бухт ОШП изолируют водостойчивой мастикой.

Отобранные для испытаний бухты шнура разматывают, от каждой бухты с одного конца отрезают 5 см, а затем берут отрезки длиной 60 см и зажимают. При наличии хотя бы одного заужения, а также отклонения времени горения ОШ бракуют. Оставшиеся от испытаний бухты разматывают и поджигают. Шнур должен гореть равномерно, без хлопков и прорывов искр через оболочку и без воспламенений оболочки. Если отмечен хотя бы один дефект, всю партию повторно испытывают с удвоенным количеством шнура; при повторном обнаружении указанных дефектов всю партию бракуют и составляют рекламационный акт, направляемый заводу-изготовителю.

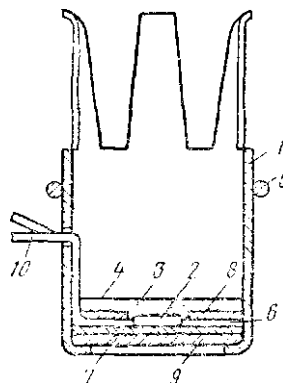


Рис. 11.23. Эп-ктрозажигательный патрон ЭЗП-Б: 1 — гильза; 2 — ЭБ; 3 — зажигательный состав; 4 — лак; 5 — резиновое кольцо; 6 — вкладыш с вырезом; 7 — нижний сплошной вкладыш; 8 — верхний вкладыш с круглым отверстием; 9 — вставное дно гильзы; 10 — выводные прохода

Т а б л и ц а 11.45

Характеристики электрозажигательных патронов

Условное обозначение	Допускаемое число концов ОШ	Внутренний диаметр, мм	Высота, мм	Состав пороховой лепешки, %	Цена за 1000 шт. в таре, руб.
ЭЗП-Б № 1	1—7	20	50	Канифоль 9—9,5,	136
ЭЗП-Б № 2	8—12	24	55	парафин 4,5—5,0,	141
ЭЗП-Б № 3	13—19	30	60	дымный порох 85—86	150
ЭЗП-Б № 4	20—27	35	60		154
ЭЗП-Б № 5	28—38	43	60		160

§ 15. Детонирующий шнур

Детонирующий шнур (ДШ) предназначен для возбуждения и передачи детонации ВВ. Сердцевина ДШ (рис. 11.24) состоит из высокобризантного вещества со скоростью детонации 6,5 км/с (не менее). В шнурах сердцевину из порошкообразного тэна оплетают три спиральные нитяные оплетки. Средняя и наружная оплетки покрыты изолирующим составом и лаком, предохраняющим взрывчатую серд-

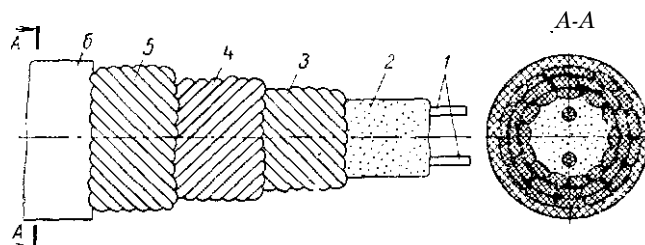


Рис. П.24. Детонирующий шнур:

1 — направляющие нити; 2 — сердцевина шнура; 3, 4, 5 — первая, вторая и третья спиральные оплетки; 6 — внешняя изолирующая оболочка

цевину от увлажнения и механических повреждений. Наружная оболочка ДШ окрашена в красный цвет, чтобы он резко отличался от ОШ. Шнур имеет хорошую изоляцию. Шнуры выпускают отрезками по 50 м, свернутыми в бухты (круги) и обернутыми плотной бумагой. Бухты укладывают в деревянные ящики по 10—20 в каждый. Гарантийный срок хранения шнура 2 года (табл. 11.46).

Для ведения взрывных работ в нефтедобывающей и других отраслях промышленности созданы термостойкие детонирующие шнуры ДШТ-165, ДШТ-180 и ДШТ-200, имеющие массу ВВ на 1 м 14 г. Шнур ДШТ-165 предназначен для работы при температуре -165°C и представляет собой удлиненный заряд гексогена, заключенный в оболочку из целлофановой ленты, льняную и хлопчатобумажную оплетку и

Т а б л и ц а 11.46

Характеристика детонирующих шнуров

Ш. Л.	Покрыв. наруж- ной оплетки	К ho 2 й 2. * x 2	с а	И	И
ДШ-А	4,8-5,8	12,0	Водоизолирующая мастика	От —28 до + 50	12 100
ДШ-Б	4,8-5,8	12,5	То же	От —35 до + 50	24 130
ДШ-В	5,5-6,1	13,0	Полихлорвиниловый пластикат	От —35 до + 55	24 140

имеющий герметизирующее покрытие из кабельного полиэтилена. Шнур ДШТ-180 предназначен для работы при температуре +180° С и отличается от ДШТ-165 тем, что заряд гексогена заключен в оболочку из фторопластовой ленты, две оплетки из стеклонитей, оплетку из фторопластовой пленки. Он также имеет герметизирующее покрытие

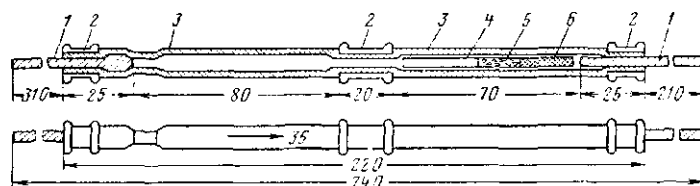


Рис. 11.25. Пиротехническое детонационное реле КЗДШ-69

из кабельного полиэтилена. Шнур ДШТ-200 отличается от ДШТ-180 тем, что вместо гексогена в нем применен октоген, имеющий термостойкость +200° С.

При короткозамедленном взрывании зарядов скважин для создания замедлений на магистральных линиях ДШ между соседними скважинами (или сериями скважин) применяют детонационные реле (пиротехнические замедлители).

Пиротехническое детонационное реле одностороннего действия КЗДШ-69 (рис. 11.25) состоит из картонной трубки 3, в которую введен КД 6 и пиротехнический замедлитель 5. В концах трубки с алюминиевыми муфточками 2 закреплены отрезки ДШ 1. Замедляющий состав закреплен в трубке фиксатором 4. Взрыв левой ветви вызывает сперва горение замедлителя, а затем взрыв КД и правой ветви ДШ.

Длительность замедления взрыва зависит от состава замедлителя, его длины и плотности прессования и может быть 10 ± 4 ; 20 ± 6 ; 35 ± 7 и 50 ± 7 мс. Цепка за 1000 шт. замедлителей в таре 280 р\б.

Испытание ДШ. Поступивший на предприятие ДШ подвергают наружному осмотру. Для этого вскрывают один ящик и осматривают все бухты. При этом устанавливают, цела ли оболочка, не разлохмачены ли концы, не высыпается ли содержимое, нет ли переломов, петли утолщения и утонения. Бухты, в которых обнаружены дефекты, бракуют. Если с дефектами окажется более 10% общего числа бухт, то бракуют всю партию.

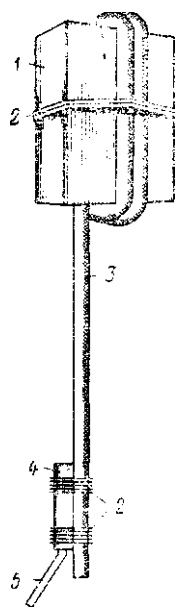


Рис. 11.26. Схема прОВирКт иницирующей способности ДШ:
1 — тротилевая шашка массой 200 г; 2 — шпигат или нитки; 3 — ДШ; 4 — КД; 5 — СШ

Для испытания от партии отбирают три бухты, отрезают от каждой пять отрезков длиной по 1 м. Оставшиеся 45 м шнура в каждой из этих трех бухт разматывают и используют в качестве магистральной линии. Все три бухты соединяют в общую магистраль и к ним присоединяют отрезки шнура в направлении по ходу детонации шнура. При соединении отрезков внакладку конец шнура должен плотно прилегать к магистрали на длину 10 см. Концы присоединяют изоляцией или шпагатом. Шнур, давший при взрыве в трех схемах более одного отказа в магистрали или более двух отказов в детонации в подсоединенных пяти отрезках, бракуют.

Если шнур предназначен для работы в сырых условиях, то его замачивают на глубине 1 м в течение 1 ч, для работ в воде — в течение 4 ч. Для испытания на водонепроницаемость концы отрезка шнура длиной 5 м перед погружением в воду герметизируют изолирующей мастикой.

После выдержки в воде отрезок шнура вынимают, разрезают на пять равных частей и связывают их морским узлом. Соединенный таким образом шнур испытывают на безотказность взрывания. Шнур должен детонировать полностью. Если образцы шнура не выдерживают испытания на водостойкость, то их нужно испытать без замачивания и, в случае положительных результатов этих испытаний, применять только для работ в сухих условиях.

Если ДШ должен быть использован при высоких температурах, то на безотказное взрывание его испытывают по установленным схемам после предварительного нагревания образцов в термостате или в естественных условиях при той температуре, при которой шнур будет использован, но не выше 00°C . Его нагревают в течение 4 ч. Шнур, не выдержавший испытания при высокой температуре, при работах должен быть защищен от температурного влияния. Если же это оказывается невозможным, то использовать его в данных условиях нельзя. Шнур, предназначенный для работ при температурах ниже 15°C , необходимо испытывать на безотказность взрывания схем, смонтированных после выдержки шнура при такой температуре в течение 2 ч. Шнур, давший в этих условиях отказ, не следует применять при пониженных температурах. ДШ должен безотказно взрывать тротилевые шашки массой 200 г (рис.

11.26) и детонировать от КД или ЭД при соединении по схемам, приведенным на рис. 11.27, а, б, в, г. При испытании ДШ по схемам рис. П. 27, с и г к отрезку длиной 6 м подвешивают пять отрезков по 1 м.

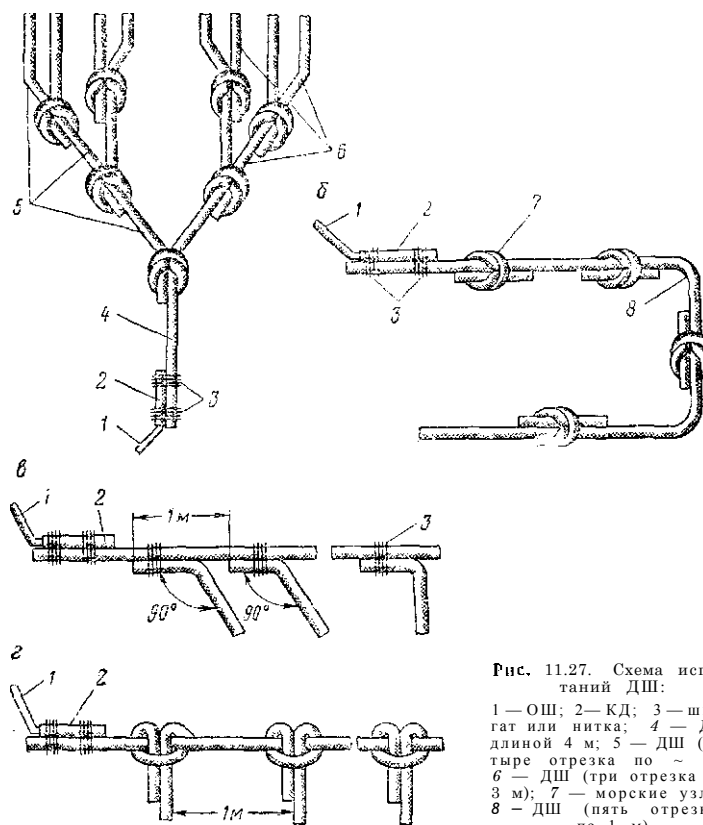


Рис. 11.27. Схема испытаний ДШ:
1 — ОШ; 2 — КД; 3 — шпагат или нитка; 4 — ДШ длиной 4 м; 5 — ДШ (четыре отрезка по 3 м); 6 — ДШ (три отрезка по 3 м); 7 — морские узлы; 8 — ДШ (пять отрезков по 1 м)

§ 16. Электродетонаторы

В электродетонаторе КД соединен с электровоспламенителем (ЭВ) в одной гильзе. ЭВ состоит из воспламенительной головки, устройства для ее зажигания и выводных проводов. Зажигание воспламенительной головки происходит посредством электрического тока, пропускаемого через электровоспламенитель. В СССР для взрывных работ изготавливают воспламенители с металлическими мостиками сопротивления. Мостик электровоспламенителя сделан из нихромовой проволоки диаметром 30—2 мкм и сопротивлением 1,3—1,45 Ом/см.

Крепление боек может быть эластичным и жестким. При эластичном креплении (рис. 11.28, а) мостик 1 припаян к концам проводов 2. При таком способе крепления применяются только медные провода, так как вследствие большой упругости стальные провода разрушают мостик.

При жестком креплении (рис. 11.28, б) используется каркас, состоящий из двух не соприкасающихся между собой тонких латунных контактных полосок 4, обернутых тонким изоляционным картоном 5, который, в свою очередь, охвачен латунной скобкой 6, обжатой по картону в нескольких местах. Мостик 1 припаян к контактным полоскам. К ножкам контактных полосок 7 припаяны выводные провода.

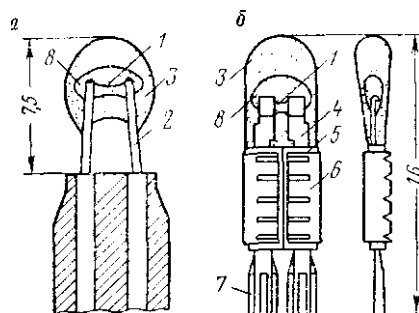


Рис. 11.28. Способы крепления мостика ЭВ

Воспламеняющаяся головка электровоспламенителя двух-слойная; первый слой 8 состоит из очень чувствительного к тепловому импульсу состава, второй слой 3 способен давать мощный луч огня. Наружная часть головки покрыта нитролаком, защищающим ее от увлажнения.

Выводные провода делают медными, биметаллическими или стальными (лужеными или оцинкованными). Медные провода обычно имеют диаметр 0,5 мм и сопротивление 0,09 Ом/м, а другие провода имеют диаметр 0,6 мм и сопротивление 0,50—0,52 Ом/м.

Выводные провода могут иметь полихлорвиниловую, резиновую, хлопчатобумажную и другую изоляцию. Длина выводных проводов 2,25; 3; 3,5; 4 м. Свободные концы проводов очищают от изоляции на длину 25—35 мм.

В шахтах, опасных по газу или пыли, применяют ЭД с медными проводами, так как их применение уменьшает опасность искрения. В соляных шахтах следует использовать ЭД со стальными проводами, так как в солевой среде медь окисляется, образуя ядовитые окислы меди.

В гильзе КД электровоспламенитель закрепляют полиэтиленовой или полихлорвиниловой пробкой. Пробка напрессована на изолированные выводные провода, а затем обжата вместе с гильзой.

В зависимости от технических характеристик ЭД разделяют: по временным характеристикам взрывания — на ЭД мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия; по мощности — на ЭД нормальной и повышенной иницирующей способности; по антигризутности — на ЭД предохранительные (для шахт, опасных по газу и пыли и других газовых условий) и не предохранительные; по термостойкости — при нормальных и высоких температурах.

Гарантийный срок хранения всех ЭД 1,5 года. Электрическое сопротивление ЭД с медными проводами 1,6—4,2 Ом, со стальными проводами 2,9—9,5 Ом в зависимости от длины провода.

ЭД мгновенного действия выпускаются в не предохранительном и предохранительном исполнении (табл. 11.47). ЭВ в них находится непосредственно у чашечки КД.

Т а б л и ц а 11.47

Техническая характеристика ЭД мгновенного действия

Тип	Наружный диаметр, мм	Длина, мм	Время срабатывания, мс		Сопротивление, Ом	Максимальный без-опасный ток, А	Импульс воспламенения, Д ² -мс	
			при мгновенном взрывании	при использовании в качестве нулевой ступени при к. з. п.			с	Х
ЭД-8-Э (ГОСТ 9089—63)	7,2	50—60	2—10	2—16	1,6—4,2	0,18	0,6	2-2,5
ЭД-8-Ж (ГОСТ 9089—63)	7,2	50—60	2—10	2—16	2,9-9,5	0,18	0,6	2—2,5
ЭД-8-ПМ *	7,7	72	2-6	2—6	2-4,2	0,18	0,6	2,5
(МРТУ-3 192—64)					2,9—9,5			
ЭДБ-ПМ *	7,6	80						
ЭД-8У	7,7	72						

* Предназначен для детонации переуплотненных ВВ типа аммонит ПЖВ-20 в условиях взрывоопасных сред.

Непредохранительные ЭД предназначены для открытых и подземных взрывных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли. Непредохранительные ЭД выпускают двух типов: ЭД-8-Э (с эластичным креплением мостика) и ЭД-8-Ж (с жестким креплением мостика).

Электродетонаторы ЭД-8-Э (рис. 11.29, а) и ЭД-8-Ж (рис. 11.29, б) изготовляют на базе стандартных гремучертутных КД со стальной гильзой. Их заряд состоит из 0,5 г гремучей ртути и 1,02 г гексогена или тетрила. Мостик — из нихромовой проволоки диаметром 30 — 2 мкм, длиной от 2 до 5 мм. Воспламениительная головка — твердая, двухслойная. В качестве выводных проводов применяют стальную или медную одножильную проволоку диаметром 0,5 мм в полихлорвиниловой изоляции, длиной 2; 2,5; 3; 3,5; 4 м. ЭВ крепится в гильзе путем обжимки ее по пластиковой пробочке.

Предохранительные ЭД предназначены для шахт, опасных по газу или пыли. Их можно применять и в качестве нулевой группы при взрывании с замедлением. Предохранительные ЭД выпускают следующих типов: ЭД-8-ГМ, ЭДБ-ПМ и ЭД-8У. Электродетонаторы ЭДБ-ПМ и ЭД-8У допущены к промышленным испытаниям.

Электродетонаторы ЭД-8-ПМ (рис. 11.30, а) — предохранительные, повышенной мощности, водостойкие, могут инициировать уплотненные ВВ. Допущены к применению в условиях, опасных по газу или пыли. Предохранительные свойства ЭД-8-ПМ достигаются нанесением на наружную поверхность гильзы слоя пламегасителя. Повышенная мощность обеспечивается увеличенным количеством вторичного ВВ. Гильза биметаллическая, первичный заряд — азид

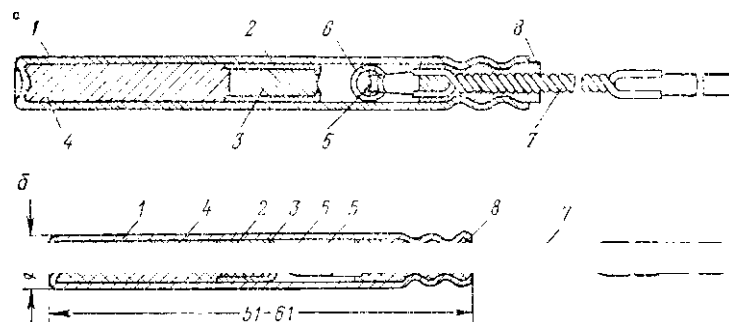


Рис. 11.29. Электродетонатор непереходный:
1 — гильза; 2 — чашечка; 3 — первичный заряд; 4 — вторичный заряд; 5 — мостик; 6 — воспламенительная головка; 7 — выводные провода; 8 — пластмассовая пробка

свинца (0,15 г), вторичный заряд — гексоген (1,45 г). ЭВ — типовой, с жестким креплением мостика. Провода медные с пластмассовой изоляцией.

Электродетонаторы ЭДБ-ПМ (рис. 11.30, б) — предохранительные, повышенной мощности, малочувствительные к механическим воздействиям, водостойкие. Допущены к применению в условиях, опасных по газу или пыли. Предохранительные свойства электродетонатора ЭДБ-ПМ обеспечивают пламегасителем, покрывающим наружную поверхность гильзы, повышенную мощность — увеличенной навеской ВВ, а малую чувствительность к механическим воздействиям — отсутствием первичного заряда ВВ, прочным колпачком и защитной пластмассовой втулкой с отверстиями, помещаемой между ЭВ и ВВ. При ударе по ЭД втулка сминается и отверстия в ней закрываются. Электродетонатор ЭДБ-ПМ не взрывается при ударе по нему в любом месте (при падении груза 10 кг с высоты 0,6 м). Гильза биметаллическая. Вместо первичного заряда применен специальный зажигательный состав, вторичный заряд состоит из тэна (0,25 г) и гексогена (1,3 г). ЭВ — типовой, с эластичным или жестким креплением мостика. Провода медные с пластмассовой изоляцией.

Электродетонаторы ЭД-8У — предохранительные, пониженной чувствительности к механическим воздействиям, водостойкие; предназначены для угольных шахт, опасных по газу или пыли. Между ЭВ и КД находится пластмассовая втулка с отверстиями для перекрытия пути луча огня от ЭВ, сработавшего при механическом воздействии на ЭД. В электродетонаторах ЭД-8У применяется КД, у которого первичным ВВ является азид свинца (0,11 г), а вторичным — гексоген (1,2 г). Биметаллическая гильза покрыта слоем пламегасителя. ЭВ — типовой, с жестким креплением мостика. Провода медные с пластмассовой изоляцией.

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) применяются в тех случаях, когда взрывы отдельных зарядов или серий зарядов должны следовать друг за другом в определенной последовательности через весьма малые промежутки времени. Интервалы между взрывами

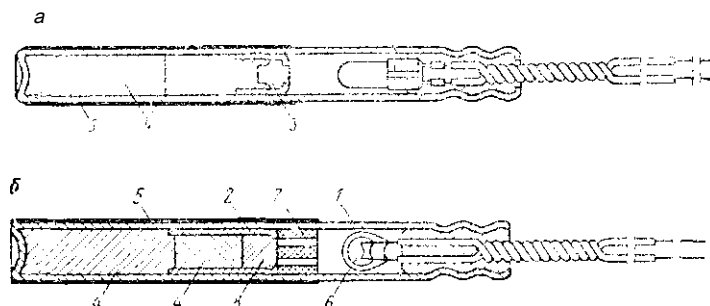


Рис. 11.30. Электродетонатор предохранительный повышенной мощности: 1 — гильза; 2 — чашечка; 3 — первичный заряд; 4 — вторичный заряд; 5 — слой пламегасителя; 6 — ЭВ; 7 — защитная втулка; 8 — специальный зажигательный состав

обычно выбирают такими, чтобы каждый последующий взрыв происходил в то время, когда горная масса находится в напряженном состоянии под действием предыдущего взрыва или при появлении дополнительной открытой поверхности.

ЭДКЗ состоят из электровоспламенителя, замедлителя и детонатора, смонтированных в общей гильзе. В них используются быстро-срабатывающие ЭВ, у которых воспламенительная головка сгорает без образования газов. Первый слой воспламенительной головки обычно имеет такой же состав, как у ЭД мгновенного действия, второй же слой делается из смеси свинцового сурика (Pb_3O_4) с силикокальцием ($CaSi_2$), из смеси перекиси бария (BaO_2) с ферросилицием (FSi), из пикромината свинца в смеси с перекисью свинца, силикокальцием, цирконием, алюминием и др.

ЭВ имеют нихромовый мостик диаметром 30 мкм и двухслойную воспламенительную головку. Необходимая величина замедления достигается подбором состава замедлителя и высотой его столбика. Номинальное время срабатывания ЭД указывается на доннышке гильзы или на металлической бирке, прикрепленной к выводным проводам (табл. 11.48).

Замедляющий состав содержит смесь свинцового сурика и кремния, которая цементируется нитролаком. Содержание сурика и кремния зависит от величины замедления, при этом для увеличения замедления содержание кремния должно повышаться. Замедляющий состав запрессован в стальной колпачок, в который запрессовывается также инициирующее ВВ детонаторов, У азидовых ЭД в колпачок запрессовывается и часть навески бризантного ВВ (тэпа). Снаряженный колпачок, в свою очередь, запрессовывается в гильзу электродетонатора.

Промышленность выпускает электродетонаторы ЭДКЗ как с гремучей ртутью, так и с азидом свинца. При использовании стальных проводов мостик имеет жесткое крепление, а при применении медных проводов — жесткое или эластичное.

Электродетонаторы ЭДКЗ-25 (рис. 11.31) — водостойкие, предохранительные, нормальной мощности (соответствующие КД As 8), предназначены для открытых и подземных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли, для сухих и увлажненных забоев.

я
 К
 ч
 VO

C. C.
 ^
 К

c

$\frac{x}{0}$ a ff

$\frac{Q}{x}$ $\frac{Q}{2}$ $\frac{u}{y}$

o m I s;

ч

$\frac{S}{u}$

2 «

$\frac{1}{5}$ s

$\frac{10}{0}$

$\frac{10}{0}$

$\frac{10}{0}$

O co

~ ю

C. сч

co"

co

$\frac{C}{c}$ $\frac{C}{c}$ $\frac{C}{c}$ $\frac{C}{c}$

s s s s

c c ^ E

$\frac{10}{0}$

O. O. O. п: Q. S. X	ijiidso oifonjj	ca	00	-ч-	00	05
	ии 'EHHift	сч	г-	сч	г-	co 1 CH
п: Q. S. X	кк 'diawBHf Н1чижливн	о,	г^ г-	о о	CH	
	п. f	ca 1 о co >> н а ' S	о 1 сч о co >> н а	Tr о сч о co >J н а	CH о о1 co >2 н а S1	
а: m O. X ^{PH}	тип	л m ф 8	u m r; m	ю O c m U i m	ю O c m U i m	ю O c m U i m

Отклонения от номинальных замедлений при постоянном токе 1 А могут составлять: для первых двух серий ± 10 мс, для третьей — от Ю до ± 15 мс, для четвертой — от 15 до $+30$ мс, для пятой — от -15 до -45 мс и для шестой серии ± 50 мс.

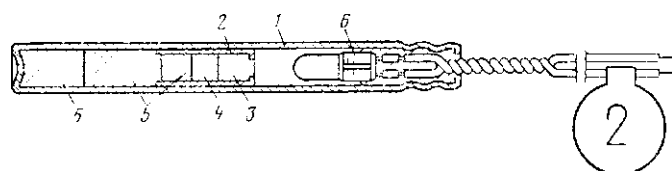


Рис. 11.31. Электродетонатор короткозамедленного действия ЭДКЗ-25:
1 — гильза; 2 — колпачок; 3 — замедляющий состав; 4 — первичный заряд;
5 — вторичный заряд; 6 — ЭВ

Электродетонаторы ЭДКЗ-25 имеют биметаллическую гильзу со стенками толщиной 0,3 мм. Первичный заряд КД — азид свинца (0,15 г), вторичный заряд — гексоген (1,1 г). Зажигательный и замедляющий составы, а также азид свинца и часть гексогена (0,3 г) запрессованы в стальной колпачок.

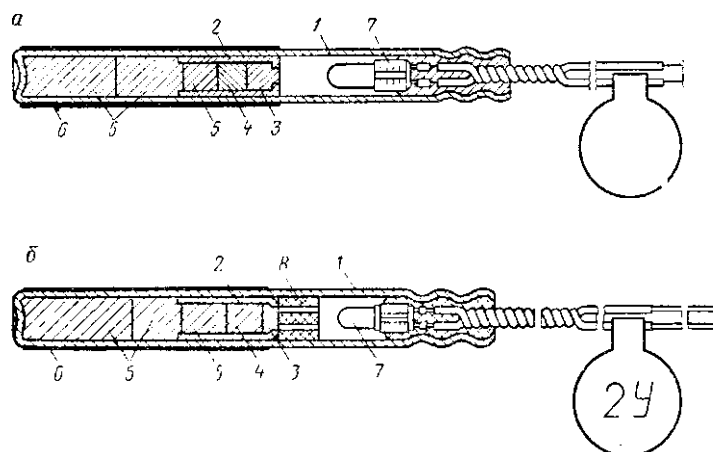


Рис. 11.32. Электродетонаторы предохранительные короткозамедленного действия:

1 — гильза; 2 — колпачок; 3 — замедляющий состав; 4 — первичный заряд;
5 — вторичный заряд; 6 — слой пламегасителя; 7 — ЭВ

ЭВ — типовой, с жестким или эластичным креплением мостика. Выводные провода стальные или медные с пластмассовой изоляцией. К одному из них крепится металлическая бирка-жетон, на котором указан номер серии замедления.

Электродетонаторы ЭДКЗ-ПМ-15 и ЭДКЗ-ПМ-25 (рис. 11.32, а) — предохранительные, повышенной мощности, водостойкие, предназначены для инициирования переуплотненных ВВ

в условиях, опасных по газу и пыли. Предохранительные свойства обеспечивает покрытие наружной поверхности гильзы слоем пламегасителя, а повышенную мощность — увеличенные навески вторичного заряда ВВ.

Отклонения от номинальных замедлений могут быть такими же, как и у электродетонаторов ЭДКЗ-15 и ЭДКЗ-25.

Гильза биметаллическая; первичный заряд — азид свинца (0,15 г), вторичный — гексоген (1,45 г). Зажигательный и замедляющий составы, азид свинца и часть гексогена запрессованы в стальной колпачок. ЭВ — типовой, с жестким или эластичным креплением мостика. Провода медные с пластмассовой изоляцией.

Электродетонаторы ЭДКЗ-15У (рис. П.32, 6) — предохранительные, пониженной чувствительности к механическим воздействиям, водостойкие, предназначены для угольных шахт, опасных по газу или пыли. Отклонения от номинальных замедлений могут достигать ± 7 мс. Электродетонаторы ЭДКЗ-15У отличаются от ЭД-8У наличием в колпачке замедляющего состава.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭДЗД) отличаются от ЭД мгновенного действия тем, что между ЭВ и первичным инициирующим ВВ помещен столбик замедляющего состава (смеси свинцового сурика и ферросилиция, хромата свинца и ферросилиция либо сурика и перманганата калия). Время замедления зависит от длины столбика замедлителя, его состава и плотности. О номинальном замедлении можно судить по номеру ступени замедления, выбитому на металлической бирке, прикрепленной к выводным проводам.

ЭДЗД изготавливаются двух типов: гремучертутные и азидовые. Гильзы стальные. Выводные провода стальные или медные. При использовании стальных проводов мостик имеет жесткое крепление, медных — эластичное.

Замедляющий состав ЭД, относящийся к ступеням № 7 и 8, состоит из хромокислого свинца и ферросилиция, а ЭД, относящийся к остальным степеням замедления, — из свинцового сурика, хромокислого свинца и ферросилиция. Навеска замедляющего состава зависит от замедления и растет с повышением последнего.

Упаковка электродетонаторов. ЭД мгновенного действия укладывают в картонные коробки по 40—70 шт. (в зависимости от длины проводов), короткозамедленного и замедленного действия — по 40—60 шт. в картонные коробки рядами по 5—10 шт. Между рядами, а также поверх последнего ряда прокладывают гофрированную или оберточную бумагу, картон. Коробки закрывают крышками и перевязывают. На крышке картонной коробки наклеивают этикетку, на которой указаны номер завода (или условное его обозначение), наименование изделия (или условное его обозначение), число изделий в коробке, номер партии, дата изготовления, материал и длина проводов, время замедления, сопротивление (Ом), фамилия или номер упаковщика.

Картонные коробки с электродетонаторами укладывают в металлические оцинкованные коробки с крышками. На короба также наклеивают этикетки. Металлические короба укладывают в деревянные ящики, куда вкладывают и инструкцию по применению ЭД. На крышке ящиков черной несмываемой краской наносят номер завода (или его условное обозначение), номер ящика, число изделий в ящике, номер партии, год изготовления и массу брутто. На ящик наклеивают этикетку и транспортный знак в виде равностороннего треугольника с цифрой 10 внутри.

Оптовые цены на электродетонаторы

Марка	Характеристика провода и упаковки	Оптовая цена в руб. за 1000 шт. при длине провода 2,5 м
ЭД-8	В таре.	.85—101
ЭД-8-ПМ	В таре. Проводник с медной жилой в пластмассовой изоляции.	.87—111
ЭД-КЗ-ПМ	То же.	.88—108
ЭД-КЗ-15	Проводник с медной жилой. В таре.	.133-139
ЭД-ЗД	В таре. Проводник с медной жилой.	.138 *
ЭД-8П	Проводник медный. В таре	188 **
ЭД-8-Ж	С жестким креплением мостика, со стальной жилой	88—104

* Длина провода 2 м.

При длине проводов 1; 1,5; 2; 3; 3,5 и 4 м цена соответственно 178; 177; 183; 195; 201 и 208 руб.

Для монтажа взрывной сети промышленность выпускает контактный зажим ЭК-ВР-А1 изготовляемый по МРТУ 3-41—61; его оптовая цена за 1 тыс. шт. — 8 руб.

Испытание электродетонаторов. В партии ЭД производят наружный осмотр тары. Наружному осмотру подвергают ЭД, отобранные из двух ящиков, и не менее 20 коробок в количестве 200 шт. У металлических гильз не должно быть окислений, загрязнений, трещин,

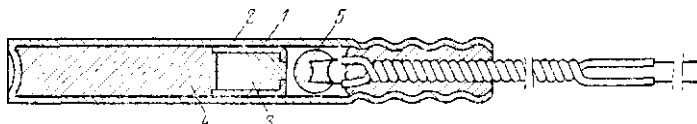


Рис. П.33. Электродетонатор сейсмический ЭДС:
1 — гильза; 2 — чашечка; 3 — первичный заряд; 4 — вторичный заряд;
5 — однослойная головка

помятостей или раковин; у бумажных гильз — отслаиваний в местах склеивания, разломачиваний и сколов тетрила у дна гильзы. Не допускается слабая обжимка КД, нарушение изоляции проводов, загрязнения и окисления зачищенных концов проводов. При обнаружении дефектов при осмотре отобранных ЭД партию бракуют, рекламационный акт направляют заводу-изготовителю.

Сопротивление ЭД должно соответствовать сопротивлению, указанному на этикетках коробок. При проверке сопротивления ЭД помещают в специальное предохранительное устройство для защиты от осколков. Защитное устройство может состоять из отрезка стальной трубы, футерованной внутри резиной или войлоком. При отклонении сопротивлений от указанных ЭД бракуют и рекламационный акт направляют заводу-изготовителю.

Сейсмические электродетонаторы типа ЭДС (рис. П.33) предназначены для инициирования зарядов ВВ при сейсмической разведке.

По условиям использования они должны быть водонепроницаемыми при большом напоре воды (до 50 м) и быстродействующими (с малым временем срабатывания).

Повышенная водостойкость достигается применением удлиненной пробки и обжатием гильзы с образованием четырех зигов. Малое время срабатывания (менее 1 мс) достигается взрыванием одиночных или небольших групп ЭД от мощных конденсаторных взрывных приборов. Гильза биметаллическая; первичный заряд — гремучая ртуть (0,5 г), вторичный заряд — гексоген (1,0 г). ЭВ снабжен нихромовым мостиком диаметром 35 мкм.

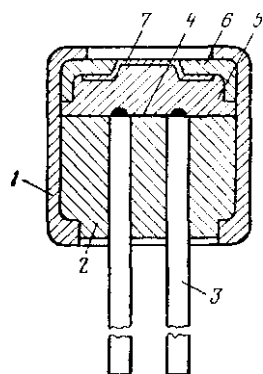


Рис. 11.34. Термостойкий электровоспламенитель ЭВ-ПТ:

1 — колпачок; 2 — колодочка; 3 — провод; 4 — мостик; 5 — воспламенительный состав; 6 — чашечка; 7 — фольга

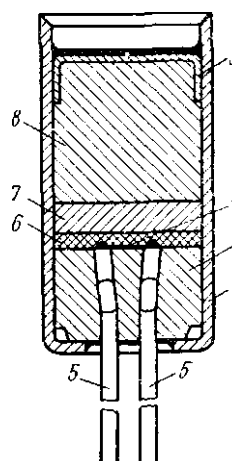


Рис. 11.35. Термостойкий электродетонатор ТЭД-270:

1 — колпачок; 2 — колодочка; 3 — чашечка; 4 — мостик; 5 — провод; 6 — воспламенительный состав; 7 — первичный заряд; 8 — вторичный заряд

Крепление мостика эластичное. Воспламенительная головка однослойная, достаточно чувствительная к тепловому импульсу. Выводные провода медные, диаметром 0,5 мм, длиной 1 м, с пластмассовой изоляцией.

По ГОСТ 9089—63 электродетонаторы ЭДС должны иметь следующие параметры: сопротивление 1,5—3 Ом, безопасный ток 0,15 А, постоянный ток 0,7 А для надежного воспламенения одиночных ЭД. Размеры электродетонаторов ЭДС: диаметр 7,2 мм, длина 61 мм.

Термостойкие ЭВ и ЭД предназначены для одиночного взрывания при простреливании и торпедировании нефтегазовых скважин, температура в которых может достигать 250° С, а в ряде случаев и более.

Термостойкость ЭВ и ЭД достигается применением в них такового воспламенительного состава и ВВ, которые при высокой температуре окружающей среды не воспламеняются и не взрываются и в то же время безотказно срабатывают при пропускании через мостик тока. В ЭВ

применяется термостойкий воспламенительный состав, одинаковый для электровоспламенителей всех типов.

Термостойкие ЭВ (рис. 11.34) представляют собой алюминиевый колпачок, в который вмонтирован электроузел, состоящий из пластмассовой колодочки с запрессованными в нее медными проводами диаметром 0,59 мм, с термостойкой изоляцией. К торцам проводов припаян нихромовый мостик. На него напрессован воспламенительный состав, который покрыт тонкой оловянной фольгой, на которую напрессована чашечка. Края колпачка закатаны на чашечку. Размеры ЭВ-ПТ: диаметр 5,3 мм, высота 5,2 мм; длина выводных проводов 0,2 м.

К термостойким воспламенителям предъявляются следующие требования: они должны безотказно срабатывать от постоянного тока в 1 А (ЭВ-ПТ-290 и ЭВ-ПТ-290-Гр — от постоянного тока в 1,5 А); воспламеняться при указанных выше значениях тока после выдержки в атмосфере с относительной влажностью 95—98% (при $t = 20^\circ \text{C}$) в течение 6 ч; не воспламеняться во время шестичасовой выдержки при наибольшей допустимой температуре; не должны воспламеняться от постоянного тока в 0,05 А в течение 5 мин; быть устойчивыми к тряске.

Термостойкие ЭВ (табл. 11.49) имеют гарантийный срок годности 5 лет (ЭВ марки ТЭЗ-ЗП — два года).

Термостойкие ЭД (рис. 11.35), изготавливаемые по ГОСТ 6562—71 (табл. 11.50), предназначены для прострелочных и взрывных работ в геологоразведочных и эксплуатационных скважинах. Число, стоящее в марке ЭД, показывает предельно допустимую тем-

Т а б л и ц а 11.49

Основные данные термостойких воспламенителей

ЭВ	Диаметр мостика, мм	Наибольшая допустимая температура окружающей среды, $^\circ\text{C}$	Сопротивление, Ом	Назначение ЭВ
ТЭЗ-ЗП	35	160	1,5—4	Для воспламенения пороховых зарядов при прострелочных работах в скважинах
ЭВ-ПТ	35	200	0,8—1,5	Для воспламенения КД в термостойких взрывах; телях скважинных торпед и термостойких взрывных патронов
ЭВ-ПТ-290	50	290	0,4—0,8	То же
ЭВ-ПТ-270	35	270	1,1—2,5	»
ЭВ-ПТГр	35	200	0,8—1,5	Для воспламенения пороховых зарядов грунтоносов, работающих в глубоких скважинах
ЭВ-ПТ-270Гр	35	270	1—2,5	То же
ЭВ-ПТ-290Гр	50	290	0,4—0,8	»

Т а б л и ц а 11.53

Характеристика термостойких ЭД

Параметры	I j	ТЭД-165-1к, тэд-165, ТЭД-200	тэд-260	!	тэд-гто
Диаметр мостика, мкм . . .		35	50		50
Сопротивление ЭД, Ом . . .		1,5—4	0,7-2,7	1	0.
Безопасный ток, А		0,05	0,05		0,05
Воспламеняющий длитель- ный ток, А					1,5
Импульс, $A^2 \cdot Mc$: воспламенения		7	17		13
плавления		9,5	20		20

пературу окружающей среды. Они представляют собой алюминиевый колпачок с вмонтированным в него электроузлом, аналогичным применяемому в термостойких ЭВ. На нихромовый мостик напрессован воспламенительный состав с первичным зарядом ВВ (навеской азида свинца или азида серебра). Поверх первичного заряда в колпачок запрессована чашечка с вторичным ВВ. Стык колпачка с чашечкой, поверхность чашечки и стык колодки с выводными проводами покрыты лаком.

Размеры электродетонатора ТЭД-270: диаметр 9,1 мм, длина 18 мм, длина выводных проводов 0,2 м.

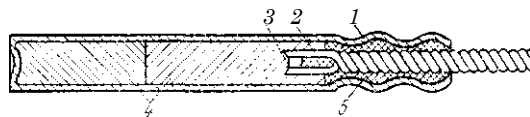


Рис. П.36. Высоковольтный электродетонатор ЭДВ

Электродетонагор ТЭД-165-1к вместо выводных проводов снабжен жестким центральным контактом. В этих ЭД мостик припаивается к контакту и к латунному кольцу, соприкасающемуся со стенками колпачка. Ток проходит через контакт и колпачок.

Термостойкие ЭД не должны воспламеняться во время шестичасовой выдержки при предельно допустимой температуре окружающей среды, на которую они рассчитаны. Их гарантийный срок годности 5 лет.

Высоковольтные ЭД состоят из ЭВ с взрывающимся мостиком и из КД без первичного заряда. Для их воспламенения через мостик необходимо пропустить разряд конденсатора относительно небольшой емкости, заряженного до высокого напряжения. Высоковольтные электродетонаторы ЭДВ-1 и ЭДВ-2 (рис. П.36) состоят из гильзы 1, в которую запрессованы навески 4 вторичного ВВ. В дульце закреплен ЭВ (путем обжимки на пластиковой пробке 5, напрессованной на медные выводные провода). ЭВ представляет собой металлический мостик 1 малого сопротивления, который крепится к вилочкам 2. Мостик лежит на выступе пробки.

По техническим условиям для взрывания через высоковольтный ЭД должен быть пропущен разряд конденсатора емкостью 1 мкФ, заряженного до 20 кВ. При этом кабель, соединяющий конденсатор с ЭД, должен иметь длину не более 20 м.

Высоковольтные ЭД должны быть водостойкими (выдерживать столб воды высотой 2 м в течение 15 мин), устойчивыми к тряске, быть прочными (выдерживать в течение 5 мин подвешенный к пиводным проводам груз 3 кг для ЭДВ-1 и 1 кг для ЭДВ-2). Длина ЭД составляет 60 мм, диаметр для ЭДВ-1 и ЭДВ-2 — соответственно 7,2 и 8,2 мм. Выводные провода медные диаметром 0,5 мм с пластмассовой изоляцией.

Высоковольтные ЭД предназначены для одиночного взрывания и нашли применение на машиностроительных и других заводах при взрывных работах для технологических целей (для штамповки взрывом и др.).

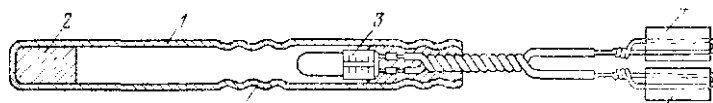


Рис. 11.37. Электротермический элемент ЭТЭ-62

Благодаря возможности воспламенения только от конденсатора, заряженного до высокого напряжения, а также отсутствию воспламеняющей головки и первичного заряда высоковольтные ЭД безопасны в обращении и совершенно не чувствительны к сторонним токам.

Электротермические элементы (ЭТЭ) предназначены для инициирования первичного заряда патронов беспламенного взрывания типа гидрокс. Выпускаемый в настоящее время элемент ЭТЭ-62 (рис. 11.37) состоит из металлической гильзы 1, пиротехнического состава 2, ЭВ 3. На свободном конце его выводных проводов надеты контактные трубки 4 из пластика, обернутые оголенной жилой провода. На гильзе кроме зигов над пластиковой пробкой имеются зиги 5, которые позволяют отличить элемент ЭТЭ от ЭД.

Сопротивление элемента ЭТЭ с медными проводами 1,4—3,6 Ом, со стальными — 2,2—4,6 Ом. Диаметр элемента 7,2 мм, длина 72 мм. Гарантийный срок хранения 1,5 года.

Глава V

ПРИБОРЫ ВЗРЫВАНИЯ

И КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ ПРИБОРЫ ПРИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОМ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДОВ

§ 17. Приборы взрывания

Для электрического взрывания зарядов применяют автономные и сетевые взрывные приборы (рис. 11.38). Автономные приборы взрывания имеют собственный источник энергии, сетевые — получают энергию от осветительных или силовых сетей электрических установок или от передвижных электростанций.

Автономные приборы, у которых источником энергии служат гальванические элементы или аккумуляторы, называют взрывными приборами, если же источником энергии являются маломощные генераторы с ручным приводом, их называют взрывными машинками. Взрывные приборы могут быть конденсаторными, высоко-

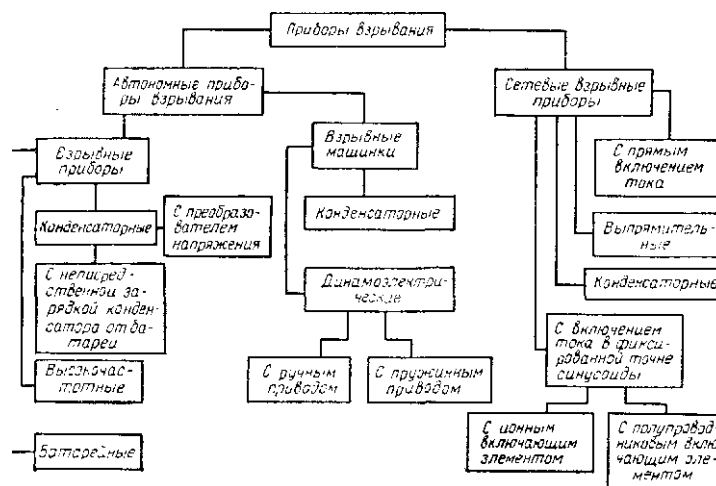


Рис. 11.38. Классификация приборов взрыва по принципу действия (разработана А. И. Лурье)

частотными и батарейными, взрывные машинки — конденсаторными и динамоэлектрическими.

В настоящее время наиболее распространены конденсаторные взрывные приборы и машинки, выпускаемые во взрывобезопасном и нормальном исполнении. Сетевые приборы обычно имеют нормальное исполнение. В конденсаторных взрывных приборах и машинках

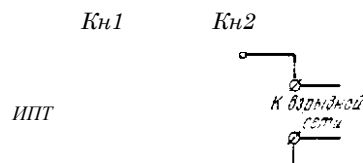


Рис. 11.39. Принципиальная схема конденсаторного взрывного прибора (машинки)

источником тока для воспламенения ЭД служит заряженный конденсатор (рис. 11.39)

Принцип действия конденсаторных взрывных приборов и машинок заключается в относительно медленном (в течение 10—20 с) накоплении в конденсаторе

электроэнергии, получаемой в процессе зарядки от маломощного первичного источника тока, и в быстрой (в течение нескольких миллисекунд) отдаче запасенной энергии во взрывную сеть. Вследствие этого мощность посылаемого взрывным прибором импульса в несколько тысяч раз больше мощности, получаемой при зарядке, что позволяет при помощи малогабаритного и легкого источника энергии воспламенять большое число ЭД.

Конденсаторные взрывные приборы и машинки состоят из конденсатора-накопителя, зарядного устройства (ЗУ) и взрывного переключателя. Кроме того, в приборах имеется светосигнальное устройство (ССУ). При включении ключа K_{H1} от источника постоянного тока $ИПТ$ заряжается конденсатор-накопитель C_n , а при нажатии на кнопку K_{H2} конденсатор заряжается во взрывную сеть (см. рис. 11.39).

Зарядное устройство конденсаторных взрывных приборов бывает двух типов: с зарядкой конденсатора-накопителя от батареи и с преобразователем напряжения. В первом случае конденсатор заряжается от малогабаритной гальванической батареи с напряжением,

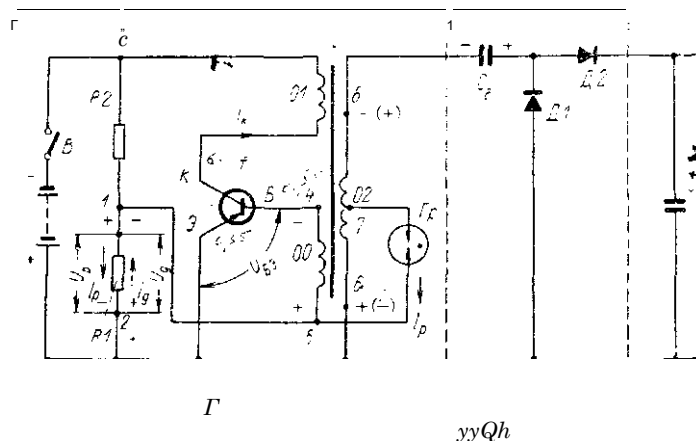


Рис. 11.40. Зарядное устройство конденсаторного взрывного прибора с преобразователем напряжения

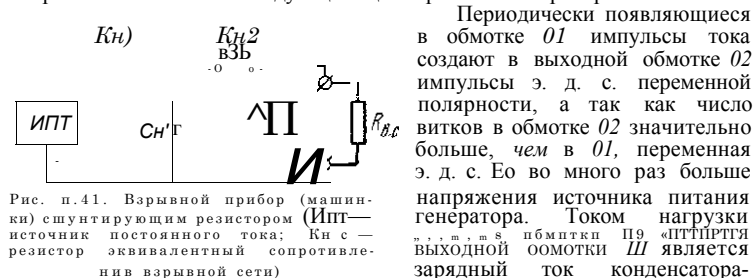
равным напряжению конденсатора-накопителя. Зарядное устройство второго типа состоит из одного — трех последовательно соединенных обычных элементов, из релаксационного генератора и из схемы удвоения и выпрямления напряжения. Зарядное устройство состоит из повышающего трансформатора и из схемы умножения и выпрямления напряжения.

Релаксационный генератор РГ (рис. 11.40) состоит из транзистора T , трансформатора Tr с обмотками: 00 — обратной связи, 01 — коллекторной, 02 — выходной, с которой снимается переменное напряжение, создаваемое генератором, и делителя напряжения $R1-R2$.

Упрощенно работу генератора можно представить так: при включении ключа B через делитель $R1-R2$ протекает ток I_d , который на резисторе $R1$ вызывает падение напряжения U_d . При условии, что $R1 > > 2$ точка 1 и соответственно база B транзистора получит отрицательный потенциал. Вследствие этого транзистор откроется и через обмотку 01 начнет протекать ток I_k , который быстро нарастает и увеличивает магнитный поток в сердечнике трансформатора, что создает в обмотке 00 э. д. с. E_o . Обмотка 00 включена так, чтобы при нарастании магнитного потока э. д. с. E_q была направлена от точки 5 к точке 4 . С ростом э. д. с. E_q следовательно, отрицательный потенциал на базе

увеличивается, что способствует росту тока I_k . Нарастание E_n идет до насыщения сердечника трансформатора.

С прекращением роста магнитного потока, вызванного насыщением сердечника, исчезает э. д. с. E_0 . При этом напряжении U_g понизится, что вызовет снижение тока I_k , а следовательно, и магнитного потока. Уменьшение последнего создает в обмотке 00 э. д. с. обратного направления, что еще больше уменьшит величину I_k и будет способствовать быстрому уменьшению тока I_k . Как только обратная э. д. с. E_0 станет больше напряжения U_g , потенциал базы станет положительным и транзистор закроется. Напряжение U_{b3} станет равным U_d и на базе транзистора появится отрицательный потенциал. Транзистор вновь откроется и начнется следующий цикл работы генератора.



зарядку конденсатора число витков в обмотке 02 берется таким, чтобы э. д. с. в нем была выше напряжения, до которого должен заряжаться конденсатор C_n .

Газовый разрядник E_p ограничивает напряжение на конденсаторе C_n до величины предельно допустимой. Как только напряжение на конденсаторе C_n достигает предельно допустимой величины, разрядник загорается и через него в плечо R_1 делителя пойдет ток I_p , который вызовет падение напряжения U_p , направленное навстречу U_g и э. д. с. E_p . Это приведет к запиранию транзистора, т. е. к срыву генерации. Повышение напряжения на конденсаторе C_n прекращается. Напряжение на обмотке 02 быстро падает и разрядник гаснет. При этом на базе опять появляется отрицательный потенциал и генератор снова начинает работать до следующего зажигания разрядника.

Таким образом, рассматриваемый генератор преобразует малое напряжение источника постоянного тока в большое напряжение переменного тока и поддерживает его на заданном уровне.

Устройство для удвоения и выпрямления напряжения УУВН (см. рис. 11.40) собрано по одноконтурной схеме и состоит из полупроводниковых диодов D_1 и D_2 и вспомогательного конденсатора C_v .

Взрывной переключатель предназначен для включения конденсатора-накопителя на зарядку и для присоединения его к взрывной сети в момент взрыва. Он также подключает к конденсатору разрядный резистор для снятия с него заряда, оставшегося после взрыва, или всего заряда, если почему-либо оно было отменено.

Взрывобезопасные приборы и машинки (для шахт, опасных по газу или пыли) должны обеспечить опережающее отключение взрывной сети или приводиться в искробезопасное состояние. В первом случае взрывные приборы и машинки снабжены взрывным переключателем с миллисекундным механизмом замыкания, который подключает конденсатор-

накопитель к взрывной сети на 2—4 мс, после чего к нему присоединяют разрядный резистор-переключатель.

Во втором случае применяется переключатель без миллисекундного замыкателя, а шунтирующий резистор $R_{ш}$ включен параллельно конденсатору-накопителю (рис. 11.41). Величина $R_{ш}$ обеспечивает разряд конденсатора за время не более 4 мс. Применение шунтирующего резистора вместо миллисекундного механического замыкателя значительно повышает надежность действия взрывных приборов.

В некоторых взрывных машинках конденсатор-накопитель к взрывной сети подключается газовым разрядником с напряжением зажигания, близким к расчетному напряжению конденсатора. При использо-

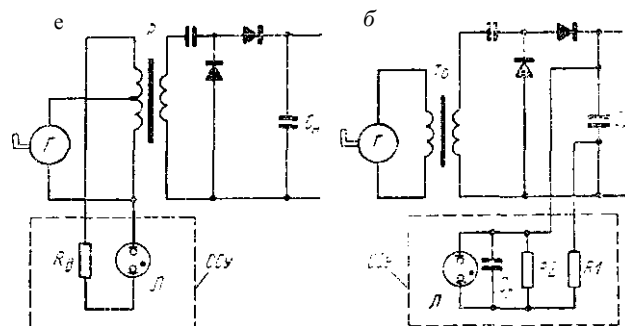


Рис. 11.42. Светосигнальное устройство (ССУ):
а — прямого действия; б — релаксационная

вании разрядника исключается возможность взрывания до полного заряжания конденсатора. Во взрывобезопасных машинках с газовым разрядником предусматривается блокирующее устройство, которое при вращении рукоятки генератора после разрыва взрывной сети предотвращает подачу в сеть повторного импульса напряжения.

У конденсаторных взрывных приборов и машинок применяют светосигнальные устройства прямого действия релаксационные.

Светосигнальное устройство прямого действия состоит из неоновой лампочки Л и резистора $R_{ш}$ и подключается к первичной обмотке трансформатора Tr (рис. 11.42, а). Схема рассчитана так, чтобы напряжение на лампочке становилось равным ее потенциалу зажигания при зарядке конденсатора-накопителя до расчетного напряжения. При этом лампочка загорается и светится при вращении рукоятки генератора и гаснет с прекращением вращения. Поэтому, если взрывание производится не сразу после зарядки конденсатора, перед взрыванием следует несколько раз повернуть рукоятку, чтобы по свечению лампочки убедиться, что взрывная машинка готова к действию.

Релаксационное светосигнальное устройство (рис. 11.42, б) состоит из неоновой лампочки Л, вспомогательного конденсатора $C_{л}$ и резистора $R1$ и $R2$. Как только конденсатор-накопитель зарядится до расчетного напряжения, лампочка начинает давать вспышки. Зажигание неоновой лампочки обеспечивается разрядом

на нее конденсатора C_d , который через резисторы $R1$ и $R2$ заряжается до напряжения зажигания одновременного с зарядом конденсатора C_n до расчетного напряжения.

Конденсаторные взрывные приборы. В настоящее время наша промышленность выпускает конденсаторные взрывные приборы КВП-1/100М, ПИВ-100М и СВМ-2.

Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100м (рис. 11.43) выпускают в рудничном взрывобезопасном исполнении для использования в шахтах, опасных по газу или пыли. Он смонтирован в прочном пласт-



Рис. 11.43. Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М:
1 — пластмассовый корпус; 2 — окно лампочки светосигнального устройства; 3 — линейные зажимы; 4 — съемный взрывной ключ; 5 — гнездо взрывного ключа; 6 — заглушка гнезда; 7 — ключ для вскрытия прибора

массовом корпусе и рассчитан для работы при температуре окружающей среды от -15 до $+35^{\circ}\text{C}$ при относительной влажности, до 98% (табл. 11.51 и 11.52).

Прибор состоит из конденсатора-накопителя C_n (рис. 11.44), зарядного устройства ЗУ, переключателя с миллисекундным замыкателем и светосигнального устройства ССУ. В приборе использован конденсатор-накопитель с номинальной емкостью 10 мкФ. Зарядное устройство состоит из релаксационного генератора, схемы удвоения и выпрямления напряжений (см. рис. 11.40). Источником тока служит батарея B из трех последовательно соединенных элементов «Сатурн» или «Марс». Сигнальное устройство прибора собрано по релаксационной схеме (см. рис. 11.42, б).

Применяемый в приборе переключатель с пружинным миллисекундным замыкателем снабжен тремя парами контактов. При повороте ключа в положение *заряд* размыкаются контакты $в-в$ и замыкаются контакты $а-а$. При этом начинает работать релаксационный генератор и заряжаться конденсатор-накопитель, в течение 8 с он заряжается до 600 В. Когда лампочка светосигнального устройства начнет давать вспышки, ключ переводится в положение *взрыв*. Это заставляет сработать милли-

и
Q
C

C
III

c
и

S
о

S
III
и

C3
S

X
b-

МЦЭ

g x
cm

X
m
o-
X X
cm

S
m
a

8
oo

X
m
cm
X X
to
cm

m
a

X x

m
a

ьД

S I I
C S q
— Q Ta
» i S
£ O „ 6 6
S « | » «
O_{ik} q O H
k л £ 5 a
^ o, та S H
a O a
H k O S a
ч б c s 6

П

O

C4 0. 0

Т а б л и ц а 11.52

Электротехнические характеристики взрывных
приборов и машинок
(по данным А. И. Лурье)

Показатели	$\frac{\rho}{\text{га}}$	$\frac{\rho}{\text{Ом}}$	$\frac{\rho}{\text{Йс}}$	$\frac{\rho}{\text{га}}$
Рабочая емкость конденсатора-накопителя, мкФ	9	9	1,8	3
Напряжение конденсатора-накопителя, В	600	600	1500	3000
Номинальное сопротивление взрывной сети, Ом	320	320	300	2100
Импульс тока при номинальном сопротивлении, $\text{А}^2\cdot\text{мс}$: прибора	3,62	3,62	6,48	2,31
в сети	2,21	2,21	6,1	1,68
Ток в конце импульса при номинальном сопротивлении, А	1,41	1,41	1,55	1,23
Предельно допустимое сопротивление Ом, при котором в сеть пройдет импульс тока $K = 3 \text{ А}^2\cdot\text{мс}$	256 485	256 485	522 990	1380 2100

секундный замыкатель. При этом под влиянием его пружины сначала разомкнутся контакты а—а (отключится батарея), затем на 2—4 мс замкнутся контакты б—б (конденсатор-накопитель). В это время кон-

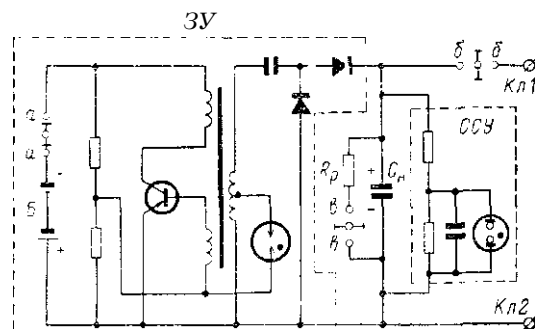


Рис. 11.44. Электрическая схема взрывного прибора КВП-1/100 м

денсатор-накопитель присоединяется к линейным зажимам прибора Кл1—Кл2. Затем замыкаются контакты в—в (к конденсатору подключится разрядный резистор R_p и остаточный заряд будет снят с конденсатора).

Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-ЮЭм (рис. 11.45) изготовляется в пластмассовом корпусе и предназначен для применения в шахтах опасных по газу или пыли, при температуре от -15 до $+40^{\circ}\text{C}$ при относительной влажности до 98%.

Электрическая схема прибора ПИВ-ЮОм (рис. 11.46) аналогична схеме прибора КВП-1/100м и отличается от нее наличием омметра и пакетного переключателя. Принцип работы схемы и переключателя прибора с пружинным миллисекундным замыкателем аналогичен принципу работы описанной выше схемы прибора КВП-1/100м.

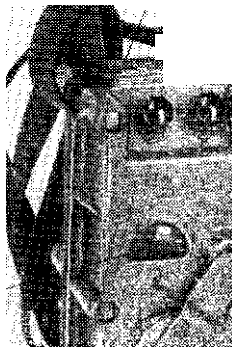


Рис. 11.45. Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-ЮОм: 1 — пластмассовый корпус; 2 — окно лампочки светосигнального устройства; 3 — окно омметра; 4 — рычаг переключателя измерительной цепи; 5 — взрывной ключ; 6 — линейные зажимы

s_i^*

j

Омметр прибора состоит из источника тока 3, магнитоэлектрического миллиамперметра, нескольких резисторов и пакетного переключателя ИВЦ. Резисторы служат для ограничения тока, протекающего во взрывной сети во время измерения ее сопротивления, а также для того, чтобы шкала омметра имела необходимые пределы измерения и была достаточно удобна для снятия отсчета.

Пакетный переключатель состоит из двух секций (ИВЦ-1 и ИВЦ-2), управляемых одним рычагом, расположенным на передней стенке взрывного прибора. При повороте рычага по часовой стрелке до упора секции ИВЦ займут положение (см. рис. 11.46), в котором взрывная сеть, подключенная к линейным зажимам $Kл1$ и $Kл2$ присоединена к омметру, что даст возможность измерять сопротивление. Когда рычаг займет исходное положение, цепи в секциях ИВЦ-1 и ИВЦ-2 размыкаются и взрывная сеть отключается от омметра. Точность измерения в диапазоне 60—400 Ом доходит до $\pm 25\%$.

Для проверки исправности омметра в комплект взрывного прибора входит эталонный резистор сопротивлением 200 Ом, который подключают к клеммам $Kл1$ — $Kл2$ вместо взрывной сети.

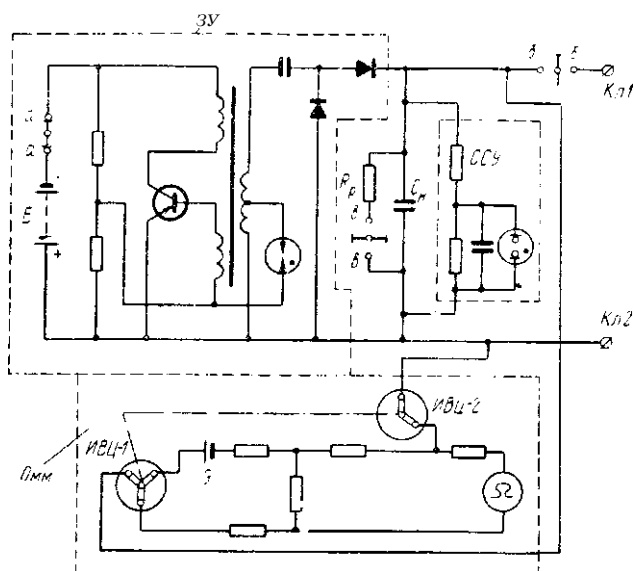


Рис. 11.46. Электрическая схема взрывного прибора ПИБ-ЮОм

Сейсмический взрывной прибор СВЛ1-2 (рис. 11.47) предназначен для производства взрывов при сейсмической разведке. Прибор служит для взрывания одиночных и групповых зарядов и обеспечивает синхронизацию взрыва с началом работы регистрирующей аппаратуры сейсмо-разведки и записи. Кроме того, прибор обеспечивает проверку проводимости электрических цепей и осуществляет телефонную связь между взрывным пунктом и сейсмолaborаторией (рис. 11.48).

Первая часть схемы, предназначенная для взрывания зарядов, состоит из конденсатора-накопителя C_n номинальной емкости 10 мкФ, зарядного устройства ЗУ, аналогичного применяемому во взрывных приборах КВП-1/100м, и релаксационного светосигнального устройства ССУ. Источником тока служит батарея Б1, состоящая из трех последовательно соединенных элементов «Сатурн». Для управления взрывным прибором используют включатель В, кнопку $Kn1$ подготовка и взрывной замыкатель. Замыкатель состоит из соленоида Р и главных контактов ГК, механически связанных с кнопкой $Kn2$ съемным штоком. Замыкатель может работать со штоком и без него. Если шток установлен, при нажатии на кнопку $Kn2$ замкнутся контакты ГК. При отсутствии штока контакты замкнутся лишь после того, как из сейсмолaborатории по проводам, присоединенным к зажимам Кл3—Кл4 синхронизация, в соленоид Р будет послан электрический импульс.

Для производства взрыва ключ вставляют в замочную скважину прибора, поворачивают его, открывая гнезда Кл1—Кл2 (замыкают включатель В) и подсоединяют взрывную сеть к клеммам Кл1—Кл2. При на-

жатию на кнопку *Kn1* размыкаются ее контакты *1—2* и замыкаются контакты *3—4*, вследствие чего отсоединяется резистор, предназначенный для снятия остаточного заряда с конденсатора-накопителя, и на релаксационный генератор зарядного устройства подается напряжение.

Когда светосигнальное устройство начнет давать вспышки, нажимают на кнопку *Kn2* *взрыв*. В этом случае при наличии штока размыкаются контакты *5—6*, замыкаются контакты *7—8*, соленоид *P* замыкает главные контакты, включает во взрывную сеть конденсатор-накопитель и происходит взрыв заряда. При отсутствии в замыкателе штока замыкание контактов *7—8* подготовит цепь для приема соленоидом *P* команд-

Рис. 11.47. Сейсмический конденсаторный взрывной прибор СВМ-2

ного импульса с сейсмолaborатории. При поступлении командного импульса соленоид *P* втягивает сердечник, замыкает контакты *ГК* и происходит взрыв.

Вторая часть схемы предназначена для отметки импульса регистрации момента взрыва. Это может быть достигнуто двумя способами.

При взрывании через резистор *R1* проходит импульс тока, попадает на обмотку *03* трансформатора *Tr2*, трансформируется в обмотку *04*, с которой поступает в телефонную линию *111*, связывающую взрывной прибор с сейсмолaborаторией. При этой схеме переключатель *Я* должен находиться на контактах *9* и *11*.

При использовании второго способа взрываемый заряд обматывается изолированным проводом. До взрыва через эту цепь и обмотку *05* трансформатора *Tr2* проходит ток от батареи *Б2*. При взрыве цепь разрывается и быстрое исчезновение тока в обмотке *05* создает в обмотке *04* импульс напряжения, который по телефонной линии *111* передается в сейсмолaborаторию. В этом случае переключатель *Я* должен находиться на контактах *10* и *12* и шунтировать резистор *R1*.

Третья часть схемы, предназначенная для осуществления телефонной связи взрывного пункта и сейсмолaborатории, состоит из телефонной трубки *Тф*, автотрансформатора *Tr3*, генератора для фониического вызова абонента и кнопки *Kn3* *вызов*.

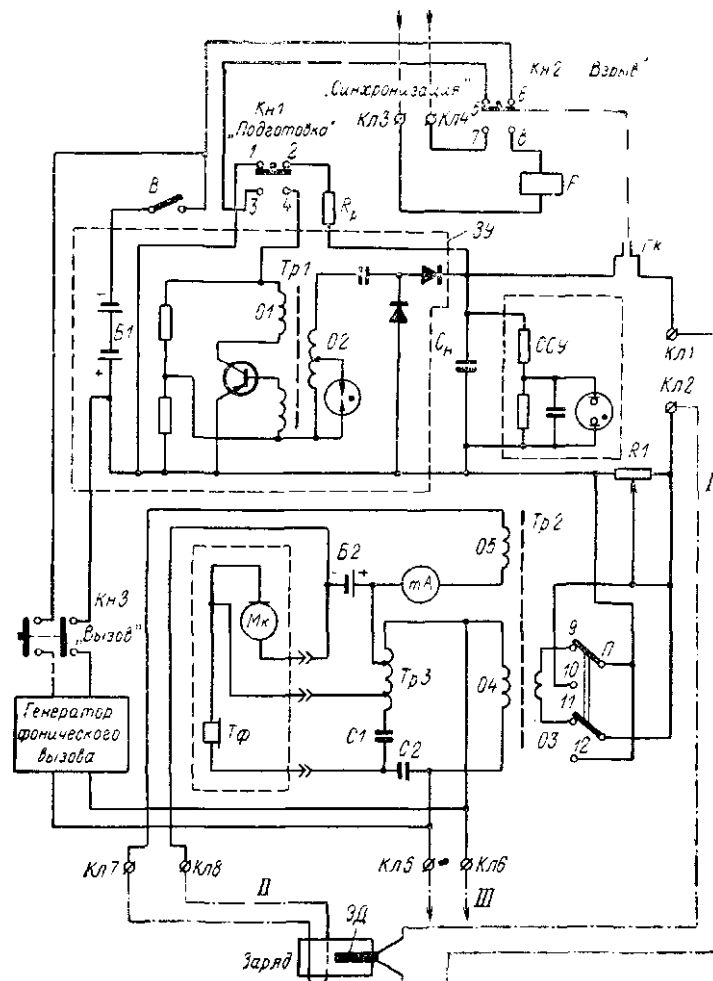


Рис. 11.48. Электрическая схема взрывного прибора СВМ-2:
 I г- боевая линия; II моментная линия; III телефонная линия

Конденсаторные взрывные машинки

В настоящее время наша промышленность выпускает конденсаторные взрывные машинки КПМ-1А и ВМК-500.

Конденсаторная взрывная машинка КГШ-1А (рис. 11.49) предназначена для использования на открытых работах и в шахтах, не опас-

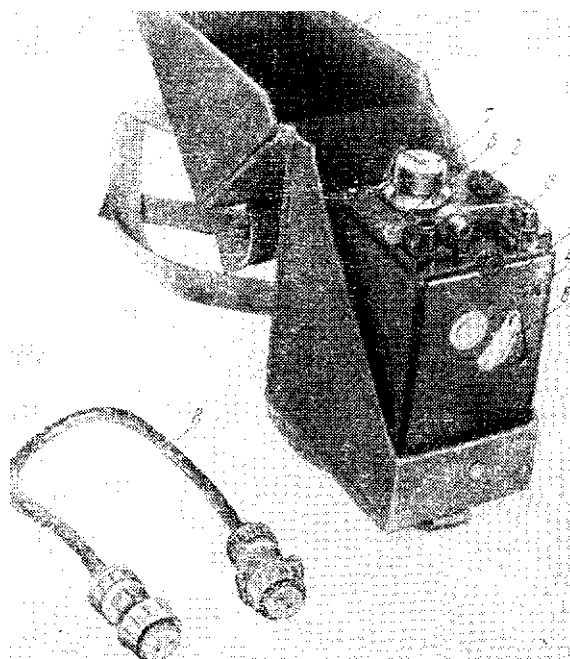


Рис. 11.49. Конденсаторная взрывная машинка КПМ-1А:
7 — пластмассовый корпус машинки; 2 — съемная приводная рукоятка; 3 — линейные зажимы; 4 — взрывная кнопка; 5 — окно сигнальной лампочки; 6 — заслонка для закрытия гнезда приводной рукоятки; 7 — розетка штепсельного разъема для включения соединительного кабеля; 8 — соединительный кабель; 9 — футляр

ных по газу и пыли. Она смонтирована в пластмассовом корпусе и снабжена брезентовым футляром с наплечным ремнем. Эту машинку можно использовать в интервале температур от 40 до +45° С при относительной влажности 100%.

Машинка состоит из конденсатора-накопителя C_n (рис. 11.50), зарядного устройства ЗУ, светосигнального устройства ССУ, контакта К1

автоматического замыкателя и взрывной кнопки $Kн$. Конденсатор C_n имеет номинальную емкость $\mu\text{кФ}$. Зарядное устройство состоит из маломощного генератора Γ переменного тока, повышающего трансформатора Tr , устройства для удвоения и выпрямления напряжения, которое выполнено и действует так же, как и во взрывном приборе КВП-1/100м. Если приводная рукоятка не восстановлена в свое гнездо и взрывная кнопка не нажата, контакты занимают положения, указанные на рис. 11.50. Когда приводная рукоятка генератора вставляется в свое гнездо, автоматически размыкаются контакты $K2$, т. е. разрядный резистор R_p отключается от конденсатора C_n . При вращении рукоятки генератора автоматически замыкается контакт $K1$, зарядное устройство подключается к конденсатору C_n и происходит зарядка.

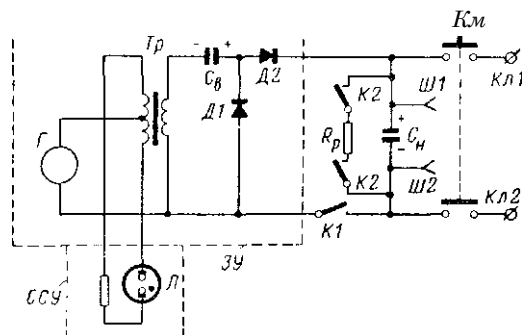


Рис. 11.50. Электрическая схема взрывной машинки КПА1-1А

Примерно через 4 с неоновая лампочка $Л$ светосигнального устройства загорается, что указывает на готовность прибора к действию. Если при этом нажать на взрывную кнопку $Kн$, ее контакты замкнутся, конденсатор C_n присоединяется к линейным зажимам $Кл1—Кл2$ и отдает запасенную в нем энергию во взрывную сеть.

В машинке КПА1-1А применено светосигнальное устройство прямого действия. При этом сигнальная лампочка $Л$ подключена к первичной обмотке трансформатора Tr . Как только конденсатор C_n зарядится до 1500 В, лампочка загорается и светится при вращении рукоятки генератора.

Дополнительные выводы $Ш1—Ш2$ от конденсатора C_n позволяют две машинки соединять параллельно специальным соединительным кабелем и взрывать большое число ЭД. При совместном использовании двух машинок взрывную сеть присоединяют к одной из них, однако приводные рукоятки должны быть вставлены в обе машинки (для отключения разрядного сопротивления). Конденсаторы-накопители заряжаются вращением рукоятки любой из двух машинок, а взрывание — нажатием взрывной кнопки той машинки, к которой присоединена взрывная сеть.

В комплект машинки КПА1-1А входит пульт-пробник, позволяющий на месте работ проверять пригодность машинки для взрывания, а также дающий возможность па Пазах и в ремонтных мастерских определять причины ее неисправности.

Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500 (рис. 11.51) предназначена для условий, не опасных по газу и пыли. Ею можно пользоваться при температуре от -40 до $+50^{\circ}\text{C}$ и относительной влажности до 95%. В машинке применена схема учетверения напряжения СУН (рис. 11.52), которое достигается благодаря наличию в схеме дополнительного комплекса диодов и конденсаторов. В приборе имеется релаксационное светосигнальное устройство (см. рис. 11.42).

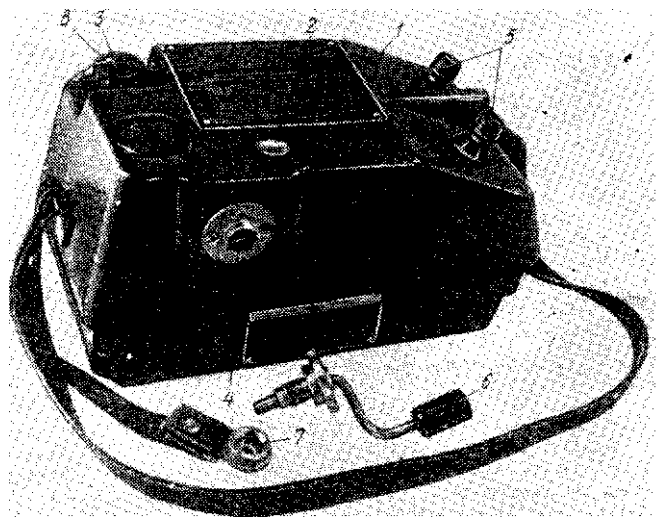
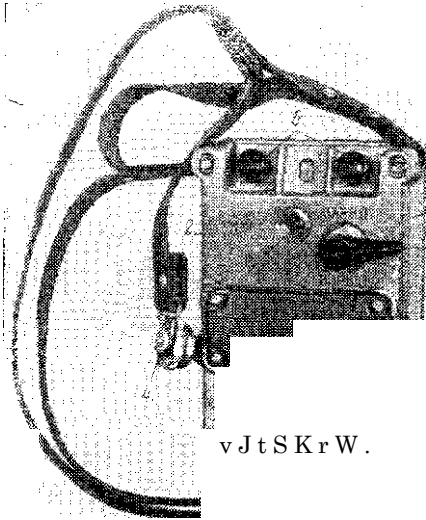


Рис. 11.51. Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500:
1 — корпус из прочной пластмассы; 2 — окно светосигнального устройства;
3 — взрывная кнопка; 4 — гнездо для приводной рукоятки; 5 — линейные зажимы; 6 — приводная рукоятка; 7 — заглушка гнезда приводной рукоятки;
8 — розетка штепсельного разъема

Блок конденсаторов-накопителей состоит из шести последовательно соединенных конденсаторов C_1/C_6 с номинальной емкостью каждого 20 мкФ и общей емкостью 3,3 мкФ. Поскольку при последовательном соединении напряжение, приложенное к блоку, делится между конденсаторами, в блоке можно применять конденсаторы со значительно меньшим номинальным напряжением, чем при использовании одного конденсатора. Для снятия с блока конденсаторов-накопителей остаточного заряда в схеме машинки предусмотрены резисторы R_{V1} и R_{V2} .

Источником энергии служит маломощный генератор переменного тока с постоянными магнитами. Блок конденсаторов-накопителей заряжается при помощи повышающего автотрансформатора Tr и схемы умножения. Дополнительные выводы от блока конденсаторов-накоп-

рис 11.53. Высокочастотный взрывной прибор ИВП-1/12:
 / — пластмассовый корпус; 2—гнездо лампочки светосигнального устройства; 3 — съемный взрывной ключ; 4—заглушка гнезда взрывного ключа; S — линейные щипцы



v J t S K r W .

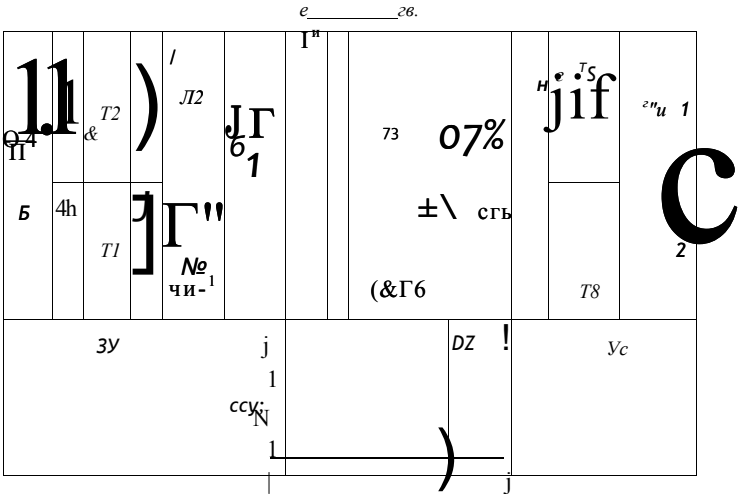


Рис. 11.54. Электрическая схема высокочастотного взрывного прибора ИВП-1/12

Светосигнальное устройство состоит из одноконтурного релаксационного генератора с транзистором ТЗ и трансформатором Тр2, неоновой лампочки и кремниевых стабилитронов (СТ1 и СТ2).

Высокочастотный генератор состоит из симметричного мультивибратора с транзисторами Т4 и Т5, двух транзисторов Т6 и Т7, работающих в ключевом режиме, и трансформатора Тр3.

Усилитель дает ток частотой 23—35 кГц. Для снятия остаточного напряжения с конденсатора-накопителя служит разрядный резистор R_p .

Сетевые взрывные приборы

Взрывные приборы, получающие энергию от осветительных или силовых сетей электрических установок, бывают с прямым включением тока, выпрямительные, конденсаторные и с включением тока в фиксированной точке синусоиды. Их применяют только при ведении взрывных работ на дневной поверхности и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

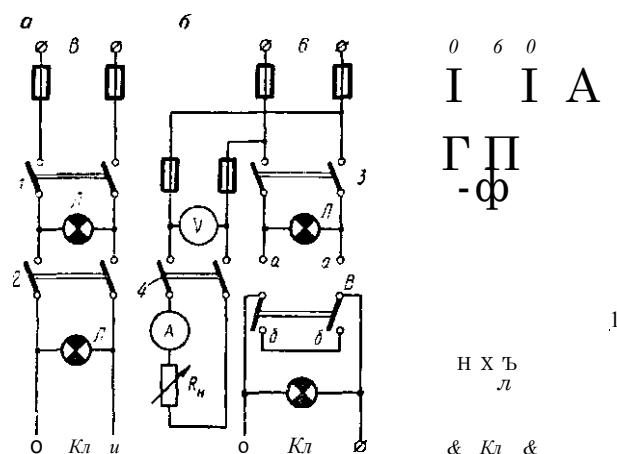


Рис. 11.55. Электрические схемы взрывных станций

Сетевые приборы с прямым включением тока состоят из рубильников, сигнальных ламп и контрольно-измерительных приборов, собираются в щиты, шкафы или ящики (взрывные станции).

Простейшая взрывная станция (рис. 11.55, а) содержит вспомогательный 1 и взрывной 2 рубильники, сигнальные лампочки Л, зажимы Кл для присоединения взрывной сети. В более совершенных взрывных станциях (рис. 11.55, б) имеется переключатель В и испытатель цепи для проверки способности взрывной станции обеспечить гарантийный ток во взрывной сети.

Испытательная цепь состоит из регулируемого нагрузочного реостата R_n , вольтметра V и амперметра A . Перед взрывом измеряют сопротивление взрывной сети и на такое сопротивление регулируют реостат R_n . После этого рубильником 4 его подключают к сет. Если при

том амперметр покажет, что ток в испытуемой цепи не меньше расчетного, включают рубильники 4, 3 и переводом переключателя *В* из положения *б-б* в положение *а-а* производят взрыв.

Взрывная станция (рис. 11.55, в), где вместо взрывного рубильника применен контактор 5, может быть смонтирована с испытательной целью. В этой схеме взрыв производится нажатием на кнопку *Кн*, которая может быть вынесена на значительное расстояние от взрывной станции.

Выпрямительный взрывной прибор КВП-750 предназначен для ведения взрывных работ на карьерах и шахтах, не опасных по газу и пыли (см. табл. 11.51).

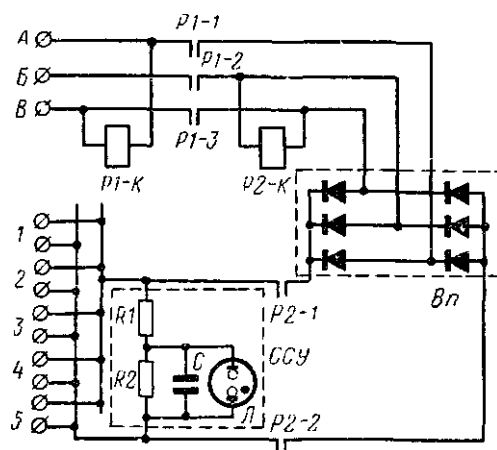


Рис. 11.56. Электрическая схема выпрямительного взрывного прибора КВП-750

Прибор состоит из трехфазного выпрямителя *Вп* (рис. 11.56) с шестью кремниевыми вентилями ВК-Ю, электромагнитного реле, светосигнального устройства *ССУ* и пяти пар выводных зажимов для подключения к прибору групп взрывной сети. Для подсоединения прибора к питающей сети служит трехжильный шланговый кабель длиной 10 м.

Электромагнитное реле состоит из катушки *Р1-К* и контактов *Р1-1*, *Р1-2* и *Р1-3*. Реле содержит катушку *Р2-К* и контакты *Р2-1*, *Р2-2*. Светосигнальное устройство состоит из конденсатора *С*, неоновой лампочки *Л* и двух сопротивлений *Р1* и *Р2*.

Прибор работает следующим образом. При появлении на приборе напряжения через катушку *Р1-К* реле пройдет ток и через 20—30 мс замкнутся его контакты *Р1-1*, *Р1-2* и *Р1-3*. При этом будет подано напряжение на выпрямитель *Вп* и на катушку *Р2-К* реле. Через 10—15 мс замкнутся контакты *Р2-1* и *Р2-2* этого реле и на выходные зажимы подается выпрямленное напряжение. При напряжении не ниже 513 В лампочка светосигнального устройства подает вспышки.

Переносная взрывная станция ПВС-220 (рис. 11.57) служит для взрывания ЭД от сети однофазного переменного тока частотой 50 Гц

на открытых работах при температуре от -30 до $+40^{\circ}\text{C}$ и относительной влажности 98%. Число взрывааемых электродетонаторов (с ихровым мостиком) при последовательном соединении равно 70 шт. Газовый разрядник прибора и его автоматический выключатель мгновенного действия включают ток во взрывную сеть в момент максимального его значения и выключают при нулевом.

Сетевая переменного тока (рис. 11.58) подключается к линейным зажимам, взрывная сеть — к линейным зажимам. При нажатии кнопки напряжение в сети подводится к одному из проводов разрядника. При нажатии кнопки напряжение сети подводится ко второму проводу раз-

рядника и в момент, когда оно будет равно потенциалу зажигания (около 200 В) разрядника, последний пробивается и через взрывную сеть протекает импульс разрядного тока. При этом срабатывает реле 6, механически связанное с кнопкой, размыкающей сеть тока.

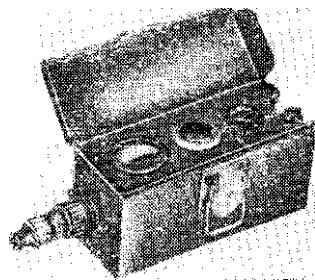


Рис. 11.57. Переносная взрывная станция ПВС-220

Понижающий трансформатор, во вторичную сеть которого включен прибор, служит для измерения напряжения электрической сети и сопротивления взрывной сети. Прибор нормально подключен параллельно вторичной обмотке трансформатора и измеряет напряжение сети. Для измерения сопротивления взрывной сети прибор подключается последовательно во вторичную обмотку трансформатора с помощью кнопки.

Передвижные электростанции трехфазного тока с номинальным напряжением 220 или 400 В применяют в тех случаях, когда мощность взрывных машинок недостаточна, а стационарных силовых линий на месте работ нет. При использовании передвижных электростанций для взрывания рекомендуется: взрывную сеть присоединять непосредственно к выводным зажимам электростанции; на время взрывных работ отключать от электростанции всех потребителей энергии; скорость вращения генератора должна быть не меньше указанной на его паспорте (для получения частоты тока не менее 50 Гц).

§ 18. Контрольно-измерительные приборы

При взрывных работах электрическим способом применяют мосты Р-353, омметры взрывной цепи ОВЦ-2 и омметры-классификаторы ОКЭД-1. Для проверки токопроводимости ЭД используют пьезоэлектрические взрывные испытатели ВЮ-3 и омметры М-57.

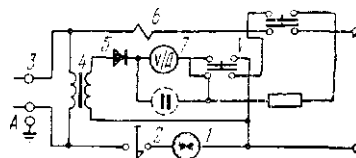


Рис. 11.58. Принципиальная электрическая схема взрывной станции ПВС-220: 1 — разрядник; 2 — кнопка включения взрыва; 3 — линейный зажим; 4 — понижающий трансформатор; 5 — диод; 6 — реле отключения; 7 — прибор для измерения напряжения сети и сопротивления взрывной сети

Измерительный мост Р-353 (рис. 11.59) предназначен для работы в условиях шахт и карьеров, не опасных по газу и пыли, при температуре от -40 до $+50^{\circ}\text{C}$ при относительной влажности до 95%. Мост имеет две шкалы с пределами измерений 0,2—500 Ом и 20 — 5000 Ом; погрешность не превышает 5% от измеренного сопротивления. Первое плечо моста состоит из резистора $R/$ (рис. 11.60) и верхней части реохорда R_p , второе плечо — из резистора $R2$ и нижней части реохорда R_p , третье



Рис. 11.59. Измерительный мост Р-353:

1 — металлический корпус; 2 — инструкция; 3 — кнопка для включения источника тока; 4 — панель; 5 — рукоятка для вращения шкал (для уравнивания моста); 6 — перемычка для переключения пределов измерения; 7 — зажимы для присоединения объекта измерения; 8 — замок; 9 — крышки камеры источника тока; 10 — корректор гальванометра

плечо — из резисторов $R'3$ и $R''3$, четвертым плечом служит измеряемое сопротивление r_x . Сопротивление первого и второго плеч зависит от положения ползуна $П$ на реохорде P . Сопротивление третьего плеча зависит от положения перемычки между контактами 1 и 2.

В качестве индикатора равновесия моста применен стрелочный гальванометр $ГВ$, на подвижной шкале которого имеется только нулевая отметка. Источник питания моста состоит из гальванического элемента МЦ-4К и последовательно включенного с ним резистора r_0 сопротивлением 30 Ом.

Для определения сопротивления мост должен быть уравновешен, тогда искомое сопротивление

$$r_x = R3R1/R2.$$

Сопротивления измеряют в следующем порядке. Поворотом головки корректора (см. рис. 11.59) стрелку гальванометра приводят на нуле-

вую отметку. К зажимам присоединяют объект измерения. Затем при нажатии кнопки 3 медленно поворачивают рукоятку шкал пока стрелка гальванометра не придет на нулевую отметку. Измеренное сопротивление отсчитывают по шкале лимба против нулевой отметки гальванометра.

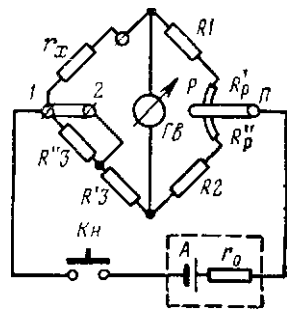


Рис. 11.60. Электрическая схема измерительного моста рн353

Перед использованием моста должна быть проверена его исправность. Для этого зажимы моста замыкают накоротко и нажимают кнопку 3. Если мост исправен, а напряжение источника питания не ниже допустимого, стрелка гальванометра должна отклоняться до конца шкалы при любом положении рукоятки для поворачивания шкал.

Омметр ОВЦ-2 (омметр взрывной цепи) предназначен для измерения сопротивления ЭД и электровзрывных сетей. Он имеет $D^{ва}$ предела измерений: 1—50 Ом и 10—500 Ом; погрешность в первом случае 5%, во втором—10%. Исполнение прибора—рудничное, искробезопасное; его можно

использовать в шахтах, опасных по газу или пыли. Омметр ОВЦ-2 (рис. 11.61) является измерительным мостиком постоянного тока. Его первое плечо состоит из сопротивления $R1$ (рис. 11.62) и части реохорда $R'1$, второе плечо — из сопротивления $R2$ и части реохорда

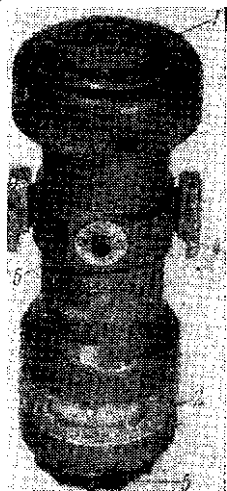


Рис. 11.61. Омметр взрывных цепей ОВЦ-2

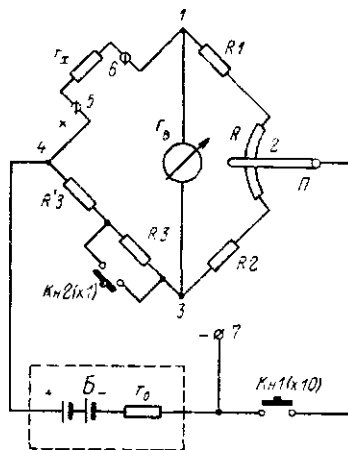


Рис. 11.62. Электрическая схема омметра взрывных цепей ОВЦ-2

$R'2$, третье плечо — из сопротивлений $R3$ и $R'3$ и четвертое — из искомого сопротивления r_x . Величина сопротивлений первых двух плеч зависит от положения передвигного контакта P на реохорде. Источник тока батарея B (напряжение 2,5 В) состоит из двух мало-

габаритных аккумуляторов емкостью 0,2 А-ч. При этом ток, протекающий через измеряемое сопротивление, не может превышать 45 мА. Индикатором равновесия служит малогабаритный стрелочный при-

бор. В омметре ОВЦ-2 кнопка $K_{н1}$ служит для подключения батареи, а кнопка $K_{н2}$ — для включения сопротивления R_3 . Клеммы 5 и 6 предназначены для присоединения измеряемого сопротивления, а клемма 1 — для зарядки батареи. Диаметр прибора 52 мм, высота 455 мм, масса 425 г. Индикатор равновесия I (см. рис. 11.61) находится

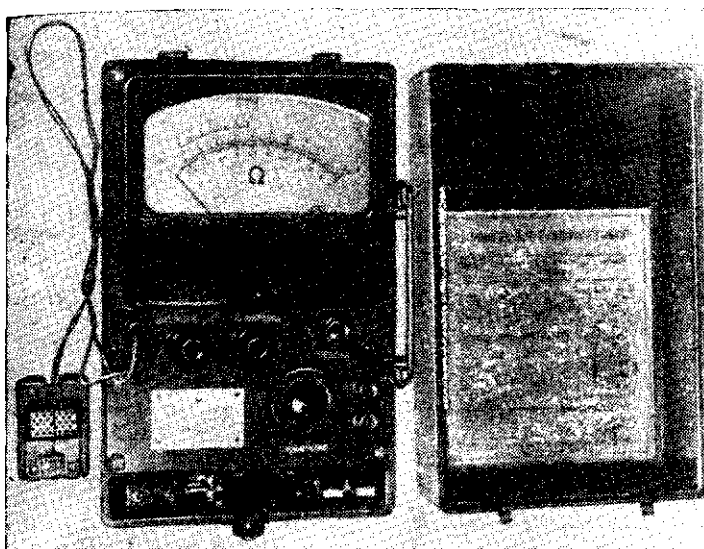


Рис. 11.63. Омметр-классификатор ОКЭД-1

в верхнем торце прибора, в нижней части находится лимб 2 со шкалой 1 — 50 Ом и контрольная риска. Лимб связан с передвижным контактом реохорда и с кольцом 5, при повороте которого лимб и контакт перемещаются. Клеммы 3 и 4 представляют собой зажимы-захваты.

Для измерения в пределах 10 — 500 Ом, подключив к зажимам 3 и 4 (см. рис. 62) измеряемое сопротивление, нажимают кнопку 6 (около нее стоит знак «X 10») и, поворачивая кольцо 2, добиваются, чтобы стрелка индикатора пришла на нулевое деление. Для определения величины измеряемого сопротивления по шкале лимба отсчитывают число, лежащее против контрольной риски, и умножают его на десять. Для измерения в пределах 1—50 Ом нажимают кнопки K_1 и K_2 . Величину измеряемого сопротивления отсчитывают по шкале лимба.

Омметр-классификатор ОКЭД-1 (рис. 11.63) предназначен для измерения сопротивления ЭД. Он имеет рудничное искробезопасное исполнение с пределами измерения 0,5—5,5 Ом и 3—8,5 Ом. Для пер-

вого предела измерения имеется две шкалы: 0,6—2,4 Ом с интервалом 0,3 Ом и 0,5—5,5 Ом с интервалом 0,50 Ом. Для второго интервала имеется шкала 3—8,5 Ом с интервалом 0,5 Ом.

Прибор ОКЭД-1 представляет собой неуравновешенный измерительный мост постоянного тока (рис. 11.64). Первое плечо моста при измерении на первом пределе резистором 1 и объектом измерения, на втором измерении — только объектом измерения. Второе и четвер-

тое плечи моста создаются резисторами 2 и 4. Третье плечо моста образуется проволоочным потенциометром 3. В качестве индикатора I используется микроамперметр по 100 мкА.

Источник питания моста состоит из двух батарей, последовательно к каждой включен ограничительный резистор сопротивлением 110 Ом. При этом ток короткого замыкания источника питания не превышает 0,05 А, а ток, протекающий через электродетонатор, не более 0,025 А.

Пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3 (рис. 11.65, 11.66), предназначен для проверки на токопроводимость ЭД, а также проводов и взрывной сети при условии, что сопротивление ее не превосходит 100 Ом. Керамический пьезоэлемент 1 (рис. 11.66) зажат в стальной скобе 5. Пружинным бойком 2 наносят удар по валику 4, а последним —

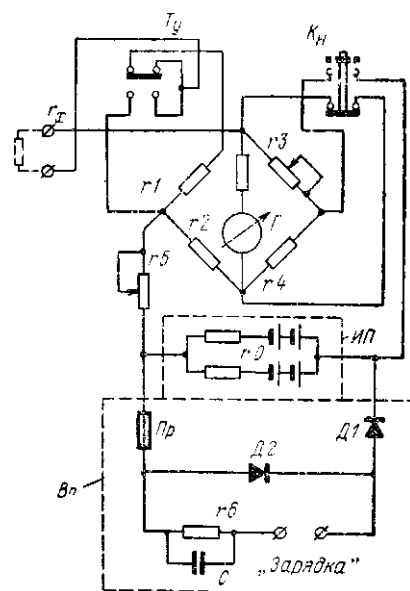


Рис. 11.64. Электрическая схема омметра-классификатора ОКЭД-1

по пьезоэлементу. В результате удара на торцевых поверхностях пьезоэлемента возникает э. д. с. и ток идет в первичную обмотку понижающего трансформатора $Tr1$. Проверяемую сеть подключают к зажимам прибора. Если сеть исправна, ток от вторичной обмотки трансформатора $Tr1$ идет в первичную обмотку повышающего трансформатора $Tr2$. В результате во вторичной обмотке трансформатора $Tr2$ индуцируется ток и вспыхивает неоновая сигнальная лампочка 3. При обрыве сети и сопротивлении более 300 Ом лампочка не дает вспышки. Прибор портативен (размеры 121 X 96 X 30 мм, масса 0,54 кг), смонтирован в пыленепроницаемом корпусе из алюминиевого сплава, обеспечивает полную искробезопасность. Это позволяет использовать его в шахтах, опасных по газу или пыли.

Омметр М-57 может быть использован для проверки токопроводимости ЭД и проводов, а также для измерения сопротивления взрывной сети и ее изоляции. Изготовлен в нормальном исполнении, применяется при температуре от -40 до -40°C и относительной влажности до 80%.

Смонтирован в пластмассовом корпусе, в верхней части которого расположено окошко для шкалы (рис. 11.07). На верхнем торце корпуса находятся зажимы и кнопка 1 для закорачивания их. При свободных зажимах стрелка прибора должна находиться на делении *бесконечность*, па которую стрелку устанавливают корректором 2,

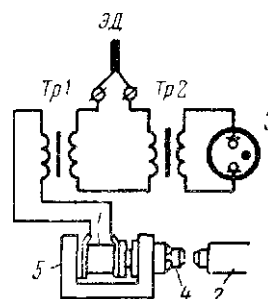
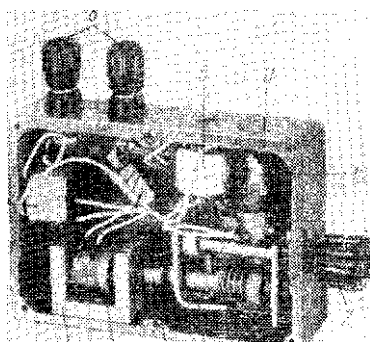


Рис. 11.65. Взрывной испытатель ВНО-3 ; — пьезоэлемент; 2 — рукоятка; 3 — пружина; 4 — боек; 5 — промежуточный вал; 6 — стальная скоба ударного механизма; 7 — понижающий трансформатор; 8 — клеммы для подключения ЭД; 9 — повышающий трансформатор; 10 — неоновая лампочка; 11 — корпус прибора

Рис. 11.66. Электрическая схема взрывного испытателя ВНО-3

расположенным на передней стенке корпуса прибора.

Шкала омметра М-57 разградуирована от 0 до 5000 Ом, однако рабочей является часть шкалы 20—1500 Ом. При этом погрешность прибора в пределах измерения в интервалах 20—80 Ом и 500—1500 Ом может доходить до $\pm 20\%$ от измеряемого сопротивления, а в пределах 80—500 Ом — до $\pm 10\%$. Электрическая часть омметра М-57 (рис. 11.68)

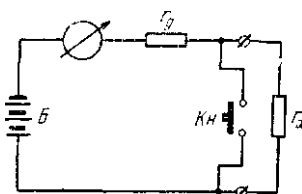
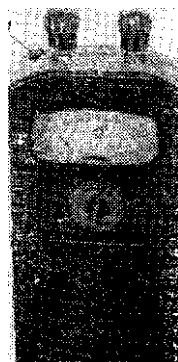


Рис. 11.68. Электрическая схема омметра М-57

Рис. 11.67. Омметр М-57

состоит из источника тока $\mathcal{E}_a$, стрелочного гальванометра G магнито-электрической системы, резистора R_x и кнопки K_n для шунтирования измеряемого сопротивления R_x .

Испытание взрывных машинок

Для испытания машинок их перед выдачей подвергают осмотру и проверяют на способность давать номинальный импульс тока, а если они снабжены миллисекундным замыкателем, то и на длительность импульса.

При осмотре проверяют состояние линейных зажимов, корпуса, привода (у индукторных конденсаторных машинок), взрывного ключа и светосигнального устройства. Линейные зажимы должны быть чистыми и иметь исправную резьбу, корпус не должен иметь заметных повреждений, что особенно важно для машинок во взрывобезопасном исполнении. Привод должен быть исправен (заводной ключ при этом легко, плавно и бесшумно вращается), взрывной ключ должен легко поворачиваться и четко срабатывать. Светосигнальное устройство должно начать работать через промежуток времени, близкий к указанному в инструкции; вспышки неоновой лампочки должны быть достаточно яркими.

Способность давать номинальный импульс тока у машинок без миллисекундного замыкания (КМП-1А и ВМК-500) проверяют при помощи встроенных в них светосигнальных устройств. Однако вспышка сигнальной лампочки свидетельствует лишь о том, что конденсатор получил полный заряд. Поэтому рекомендуется также проверить исправность элементов машинки, находящихся между конденсатором и линейными зажимами, посредством пробного взрывания двух параллельно соединенных ЭД. Последние присоединяют к машинке через добавочное сопротивление, величина которого берется от V_3 до $\frac{1}{2}$ номинального сопротивления.

Машинки с миллисекундными замыкателями проверяют приборами ПКВИ-3 и ПКВИ-3м.

Прибор ПКВИ-3 позволяет убедиться в том, что импульс тока, развиваемый машинкой при предельно допустимом сопротивлении внешней сети, не ниже $3 \text{ A}^2 \cdot \text{мс}$, длительность ее импульса не превышает 4 мс, а величина тока в тот момент, когда импульс достиг $3 \text{ A}^2 \cdot \text{мс}$, — не меньше 1 А.

Прибор состоит из нагрузочного сопротивления, измерительной схемы и блока питания. На лицевой панели прибора расположены окошки световых индикаторов, рукоятки переключателей, позволяющих установить режим работы прибора и регулировать нагрузочное сопротивление, зажимы для подключения испытуемой машины и кнопка для гашения индикатора. Прибором ПКВИ-3 можно испытывать конденсаторные взрывные машинки, у которых максимальное напряжение находится в пределах 300—700 В (при контроле длительности импульса напряжения эти пределы могут быть 100—700 В), а наибольшее номинальное сопротивление 150—440 Ом. Погрешность прибора не превышает 15%. Размеры прибора 220 X 132 X 200 мм, масса 4,5 кг. Исполнение прибора — рудничное нормальное. Питание — от двух гальванических элементов типа «Сатурн».

Прибор ПКВИ-3м также позволяет проверить, что импульс тока, даваемый взрывным прибором (машинкой) при номинальном сопротив-

ении, не меньше $3 \text{ А}^3\text{-мс}$, ток в конце импульса не меньше 1 А и длительность импульса не превышает 4 мс . Кроме того, он позволяет проверять омметры, встроенные во взрывные приборы.

Прибором ПКВИ-3м можно проверять взрывные приборы с номинальным напряжением $90\text{—}1200 \text{ В}$, рассчитанные на номинальное сопротивление $20\text{—}1000 \text{ Ом}$. При этом погрешность при проверке величины импульса не превышает $\pm 5\%$, а при контроле длительности импульса — не более $\pm 2\%$.

Принципы действия приборов ПКВИ-3м и ПКВИ-3 аналогичны, но в приборе ПКВИ-3м применены полупроводниковые приборы (тиристоры, кремниевые стабилитроны и др.) вместо тиратронов. Однако в качестве индикаторов все же использованы два тиратрона с холодным катодом. Если зажжется один из них, в индикаторе появляется надпись *Годен*, а если зажгутся оба тиратрона — *Не годен*.

Перед использованием прибора переключателем напряжение импульса устанавливают предел напряжения (до 600 В или свыше 600 В) в соответствии с номинальным напряжением испытуемого взрывного прибора, затем включают питание. О готовности прибора к действию судят по отклонению стрелки микроамперметра.

Глава VI

БЕЗОПАСНЫЕ РАССТОЯНИЯ, ХРАНЕНИЕ И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ *

§ 19. Расчет безопасных зон

При взрывных работах поражение находящихся в опасной зоне людей, механизмов и инженерных сооружений может быть следствием действия сейсмических волн, ударных воздушных волн, а также осколков и обломков разрушаемого взрывом материала. Поэтому при взрывных работах необходимо четко определить опасные зоны и безопасные расстояния для разных условий взрыва.

Радиус опасной зоны, за которой сейсмические колебания грунта, вызываемые взрывом, становятся безопасными для зданий и сооружений

$$r_c = K_c a y^* Q, \quad (11.17)$$

где Q — масса заряда ВВ, кг; a — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва; K_c — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемых сооружений:

Показатель действия взрыва	0,5 (при камусьлетс)	12	3	и более
Коэффициент a	1,2	1	0,8	0,7

Примечание. При взрыве заряда на поверхности земли сейсмическое действие взрыва не учитывается.

Вопросы безопасных расстояний, устройства складов, учета выдачи и транспортирования ВМ строго регламентированы «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и дополнительными инструкциями к ним, в данной главе кратко изложены лишь основные сведения по этим вопросам.

Т а б л и ц а II.53

Радиусы сейсмически опасных зон

Грунт в районе расположения охраняемых объектов	K _c	Радиусы сейсмически опасных зон, (м) при массе заряда, кг											
		1000	2000	5000	10 ⁴	25·10 ³	5·10 ⁴	75·10 ⁴	10 ⁵	2·10 ⁵	5·10 ⁵	75·10 ⁴	10 ⁶
Скальные породы:	3	30	40	50	65	90	110	130	140	175	240	270	300
	5	50	60	85	110	150	185	210	230	290	400	455	500
Грунты:													
	7	70	90	120	150	200	260	300	325	410	560	640	700
	8	80	100	140	170	230	300	340	370	470	640	730	800
	9	90	115	155	195	260	330	380	420	525	715	820	900
	15	150	190	260	320	440	550	630	700	880	1200	1370	1500
водонасыщенные (плывуны и торфя- ник)	20	200	250	340	430	590	740	840	930	1170	1600	1820	2000

Коэффициент K_c для расчета сейсмически безопасных расстояний: скальные породы плотные — 3; скальные породы нарушенные — 5; галечниковые и щебенистые грунты — 7; песчаные грунты — 8; глинистые грунты — 9; водонасыщенные (плывуны и торфяники) грунты — 20. При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах коэффициент следует увеличить в 1,5—2 раза.

Радиус сейсмически опасной зоны при взрыве можно определить по табл. 11.53, составленной с использованием формулы (11.17).

При раздельном взрывании группы скважинных зарядов величина Q определяется в зависимости от времени замедления между очередями. Так, для карьеров ЮГОКа при крупных массовых взрывах допустимые сейсмические колебания будут в том случае, если взрываема за 1 мс масса ВВ не превышает 350 кг, а масса ВВ в одной группе секции — не более 10 т.

Для определения скорости сейсмических колебаний при многорядном к. з. в. следует пользоваться экспериментальными данными А. С. Сергейчука, приведенными для одной ступени замедления при $R = 1000$ м:

Масса заряда ВВ в одной группе замедлений, тыс. кг	5	6	7	8	9	10	11
Скорость сейсмических колебаний, см/с . . .	0,7	0,9	1,2	1,6	2,0	2,0	3,4

При выборе схем соединения зарядов не следует допускать наложения взрывных волн от соседних групп зарядов. Вопрос об охране от сейсмических воздействий зданий уникального характера решают сейсмологи.

Безопасные расстояния по действию воздушной ударной волны взрыва на дневной поверхности рассчитывают по формулам

$$r_B = k_B V \sim Q, \text{ м};$$

$$r_B = K_B, \text{ м}, \quad (\text{П.18})$$

где k_B и K_B — коэффициенты пропорциональности, величины которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также характера повреждений (табл. 11.54).

Формулой (11.18) пользуются для открытых зарядов массой более 10 т при 1-й и 2-й и 3-й степенях безопасности и зарядов выше 20 т, заглубленных на свою высоту при 1-й и 2-й степени безопасности или находящихся за земляными валами.

Радиус зоны безопасности по действию воздушной волны на человека $L_{гп} = 1 b \sqrt[3]{Q}$.

По этой формуле определяют минимальное расстояние нахождения обслуживающего персонала. При наличии блиндажа расстояние может быть уменьшено в 1,5 раза.

Изложенный выше расчет безопасных расстояний дает возможность определить предельную величину заряда при ведении взрывных работ вблизи зданий и сооружений по формуле

$$Q_{\text{ф}} = (r_{\text{ф}} / k_B)^3 \text{ кг}.$$

$r_{\text{ф}}$ — фактическое безопасное расстояние от места взрыва до охраняемого объекта, м.

8

$$\frac{\mathbb{K}}{\mathbb{H}} \xrightarrow[\mathbb{O}]{\mathbb{H}} \frac{\mathbb{Q}}{\mathbb{G}}$$

54

$$\frac{2}{\Omega} \sim \frac{E'}{\omega} \ll 1$$

Зону, опасную для людей по поражающему действию осколков и обломков разрушаемых материалов, определяют проектом или руководителем взрывных работ в зависимости от условий взрывания, видов взрывных работ и местных условий. Она должна быть такой, чтобы исключить несчастные случаи с людьми. Минимальные радиусы безопасных расстояний (м) по разлету осколков принимают согласно Единым правилам безопасности [35]. При определении радиусов опасной зоны при взрыве серии зарядов расчетную л. и. с. принимают ту, которая в данной серии наибольшая, а радиус опасной зоны для людей и механизмов будет при показателе действия взрыва, равном 1.

Безопасное расстояние, обеспечивающее сохранность зданий, сооружений, механизмов и других объектов от повреждения их осколками и обломками, устанавливает руководитель работ с учетом местных условий (табл. 11.55).

Т а б л и ц а 11.55

Радиусы опасных зон по разлету кусков
взорванного грунта при взрывах на выброс и сброс

Радиус опасной зоны (м) при показателе действия
взрыва p

л. и. с., м	для людей				для механизмов и сооружений			
	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0	1,0	1,5	2,0	2,5—3,0
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2	200	400	500	£00	100	200	350	400
4	300	500	700	£00	150	250	500	550
6	300	£00	£00	1000	150	300	550	650
8	400	£00	£00	1000	200	300	600	700
10	500	700	800	1000	250	400	£00	700
12	500	700	800	1200	250	400	700	800
15	600	800	1000	1200	300	400	700	800
20	700	£00	1200	1500	350	400	800	1000
25	£00	1000	1500	1800	400	500	1000	1000
30	£00	1000	1700	2000	400	500	1000	1200

§ 20. Хранение взрывчатых материалов

ВМ следует хранить в специальных складах: поверхностных, полууглубленных, углубленных и подземных.

К поверхностным относятся склады, основания хранилищ которых расположены на уровне поверхности земли; к полууглубленным — здания хранилищ которых углублено в землю не более чем по карниз здания; к углубленным — у которых толщина грунта над хранилищем составляет менее 15 м; к подземным — толщина грунта над хранилищем у которых превышает 15 м.

В зависимости от срока службы склады различают постоянные — срок службы более 3 лет, временные — срок службы до 3 лет и кратковременные — со сроком службы до 1 года.

По назначению склады разделяют на базисные и расходные. Базисные склады предназначены для хранения больших количеств ВМ и снабжения предприятий через расходные склады. В расходных складах хранят сравнительно небольшие количества ВМ и выдают их взрывникам для производства работ.

Предельная емкость базисного склада обычно не превышает трехмесячной потребности. Склад состоит из нескольких хранилищ, предельная емкость которых должна быть: 60 т — при хранении высокопроцентных (более 15%) нитроглицериновых ВВ, пеллетизированного гексогена и тетрила; 120 т — при хранении порохов; 240 т — при хранении аммиачно-селитренных ВВ, низкопроцентных (не более 15%) нитро-

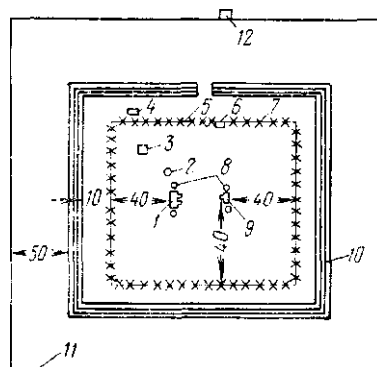


Рис. 11.69. Генеральный план расположения складов

1 — хранилище ВВ; 2 — водоем; 3 — сарай для противопожарного инвентаря; 4 — сарай для тары; 5 — ворота; 6 — проходная будка; 7 — ограда; 8 — молниеотвод; 9 — хранилище СВ; 10 — противопожарная канава; 11 — граница запретной зоны; 12 — караульное помещение

глицериновых ВВ и тротила; 120 т (с тарой) — при хранении детонаторов и ДШ или перфораторных снарядов в боевом снаряжении.

Территория склада (территория, на которой расположены хранилища ВМ с подсобными сооружениями) должна быть обнесена оградой высотой не менее 2 м из колючей проволоки, дерева, кирпича, железа, самана. В ограде со стороны дороги делают ворота. За оградой вокруг территории склада роют канаву для предохранения территории склада от напольных пожаров и от затопления ливневыми и весенними водами. Запретная зона вокруг территории склада имеет ширину не менее 50 м от ограды. По границам запретной зоны устанавливают предупредительные надписи. Расстояние от ограды склада до ближайшей стены хранилища должно быть не менее 40 м (рис. 11.69). Расстояние от хранилищ склада ВМ до строений и сооружений рассчитывают по действию ударной воздушной волны, а расстояние между отдельными хранилищами — по передаче детонации.

Расстояние, обеспечивающее невозможность передачи детонации от заряда к заряду,

$$r_d = \sqrt[3]{\frac{q_1 K_1 + \dots + q_n K_n}{D}}, \quad \text{м,}$$

где $q_1, q_2, \dots, q_n$ — массы различных ВВ, находящихся в одном хранилище, кг; $K_1, K_2, \dots, K_n$ — коэффициенты, зависящие от типа ВВ и условий расположения заряда (табл. 11.56); D — эффективный размер пассивного заряда, м (наименьший линейный его размер принимается равным ширине заряда или его удвоенной высоте).

Т а б л и ц а 11.56

Коэффициент K_d для расчета расстояний,
безопасных по передаче детонации

Активный заряд		Пассивный заряд							
ВВ	Расположение заряда	Аммиачно-селитренные ВВ и ВВ с содержанием нитроэфиров до 40%		ВВ с содержанием нитроэфиров 40% и более		Тротил		Детонаторы	
		О	У	О	У	О	У	О	У
Аммиачно-селитренные ВВ и ВВ с содержанием нитроэфиров до 40%	О	0,65	0,4	0,9	0,65	1,0	0,8	0,65	0,4
	У	0,4	0,25	0,65	0,4	0,8	0,5	0,4	0,25
ВВ с содержанием нитроэфиров 40% и более	О	1,3	0,8	1,8	1,3	2,0	1,6	1,3	0,8
	У	0,8	0,5	1,3	0,8	1,6	1,0	0,8	0,5
Тротил	О	1,0	0,75	1,3	1,0	1,5	1,1	1,0	0,75
	У	0,75	0,5	1,0	0,7	1,1	0,65	0,75	0,54
Детонаторы	О	0,35	0,2	0,6	0,4	0,55	0,45	0,35	0,2
	У	0,2	0,15	0,4	0,3	0,45	0,3	0,2	0,15

Примечание. Углубленное (У) расположение заряда соответствует на практике обвалованному хранилищу ВВ; открытое (О) расположение заряда ВВ — хранению ВВ в легких сооружениях и штабелях на открыто расположенных площадках.

Безопасные расстояния по передаче детонации между хранилищами (табл. 11.57) рассчитаны по формуле

$$\Gamma_d = K_d V J V d$$

из условия принятия за активный заряд штабель ВВ шириной 1,6 м. Безопасные расстояния определяют конкретно для каждого из хранилищ и штабелей, причем в качестве безопасного для смежных зарядов выбирают наибольшее расстояние.

Для определения расстояния между хранилищем с детонаторами, расположенными открыто (необваловано), и хранилищем ВВ (штабелем) за активный заряд принимают детонаторы и расчет ведут по формуле

$$L_d = 0,06 \quad (11.19)$$

где L_d — число детонаторов.

Безопасное расстояние между необвалованными хранилищами детонаторов рассчитывают по формуле

$$L_d = 0,11 / \sqrt{n} \quad (11.20)$$

Безопасные расстояния по передаче детонации между хранилищами с однородными ВВ

Расположение заряда		Расстояния (м) в зависимости от емкости хранилища, кг												
активного	пассивного	0 Ю	0 Ю	0 Ю	0 Ю	10 000	15 000	25 000	50 000	75 000	100 000	150 000	200 000	250 000
Аммиачно-селитренные ВВ	Аммиачно-селитренные ВВ													
Открытый ($K_n = 0,65$)	Открытый	6,6	8,0	10	13,5	16,5	19	23	28	32	36	40	45	50
Открытый ($K_n = 0,4$)	Углубленный (обвалованный)	4,0	5,0	6,5	9,0	10,0	12	14	17	20	22	25	27	30
Углубленный (обвалованный) ($K_n = 0,4$)	Открытый	4,0	5,0	6,5	9,0	10,0	12	14	17	20	22	25	27	30
Углубленный ($K_n = 0,25$)	Углубленный	2,5	3,5	4,0	5,5	7,0	8,0	9,0	11,0	12,5	14	16	17	20
Аммиачно-селитренные ВВ	Тротил													
Открытый ($K_n = 1,0$)	Открытый	9,5	12,0	15,0	20,0	26	29	34	42	49	55	63	70	75
Открытый ($K_n = 0,8$)	Углубленный	8,0	9,5	12,5	16,5	20	24	27	34	40	44	50	55	60
Углубленный ($K_n = 0,8$)	Открытый	8,0	9,5	12,5	16,5	20	24	27	34	40	44	50	55	60
Углубленный ($K_n = 0,5$)	Углубленный	5,0	6,5	8,0	10,0	13,5	15	17	21	25	27	30		40
Тротил	Аммиачно-селитренные ВВ													1
Открытый ($K_n = 1,0$)	Открытый	9,5	12	15	20	26	29	34	42	49	55	63	70	75
Открытый ($K_n = 0,75$)	Углубленный	7,0	9,5	11	16	20	22	26	32	38	41	47	52	55
Углубленный ($K_n = 0,75$)	Открытый	7,0	9,5	11,0	16	20	22	26	32	38	41	47	52	55
Углубленный ($K_n = 0,5$)	Углубленный	5,0	6,5	8,0	Ю	13,5	15	17	21	25	27	30	34	40
Тротил	Тротил													
Открытый ($K_n = 1,5$)	Открытый	14	18	23	30	38	44	52	63	78	82	94	100	110
Открытый ($K_n = 1,1$)	Углубленный	10	13,5	16,5	23	28	32	38	47	55	61	70	76	80
Углубленный ($K_n = 1,1$)	Открытый	10	13,5	16,5	23	28	32	38	47	55	61	70	78	80
Углубленный ($K_n = 0,65$)	Углубленный	6,5	6,0	10,0	13,5	15,5	19	23	38	32	36	40	45	50

При хранении ДШ 1 м приравнивают пяти детонаторам. При обваловании одного из хранилищ с детонаторами или ВВ безопасные расстояния, определенные по формулам (П. 19) п (11.20), могут быть уменьшены в 1,5 раза, при обваловании обоих хранилищ безопасные расстояния могут быть уменьшены в 2 раза.

Безопасные расстояния по передаче детонации от хранилищ с детонаторами (КД и ЭД) до хранилищ с ВВ рассчитывают по формуле (11.19). В этом случае активными зарядами считают хранилища с детонаторами.

При выборе местоположения складов ВМ безопасные расстояния по действию воздушной волны устанавливают по табл. 11.58, содержащей расчетные формулы и округленные значения минимальных расстояний. Хранилища ВМ располагают т.-им образом, чтобы к каждому из них был свободный подъезд. Подъездные дороги должны содержаться в исправном состоянии. Строят хранилища ВМ из огнестойких материалов. Как исключение, по согласованию с органами пожарного надзора, можно сооружать бревенчатые или каркасно-защитные стены, оштукатуренные с обеих сторон или покрытые огнестойкой краской. Крыши

Относительно безопасные расстояния по

Объекты, по которым рассчитывается безопасное расстояние	Условия расположения хранилищ	Формулы для расчета расстояния до объекта
Отдельные здания и сооружения, авто- и железнодородные дороги с небольшим движением, особопрочные по сопротивляемости действию ударной волны сооружения (железобетонные мосты, железобетонные и стальные копры, элеваторы, уголемойки и т. д.)	Углубленные (обвалованные) Открытые	$r_v = V Q$ $r_u = 2 V Q$
Населенные пункты, авто- и железнодородные магистрали, крупные водные пути, заводы, фабрики, склады ВМ и огнеопасных материалов, сооружения государственного значения, а также линии электропередач высокого напряжения	Углубленные (обвалованные) Открытые	$r^* = 2 V Q$ $r_D = 5 V Q$ при ЮТ; $r_n = 30 / Q$ при $Q > ЮТ$
Объекты, для которых допустимы только случайные повреждения застекления	Открытые и обвалованные	$r_R = Ю V Q$ при $Q \leq ЮТ$; $r_v = 60 \sqrt{Q}$ при $Q > ЮТ$

Примечание. При работе безопасных расстояний по действию

хранилищ должны быть из огнестойких материалов или покрыты огнезащитной краской снаружи и внутри. Стены хранилища должны быть изнутри побелены. Полы могут быть деревянные, асфальтированные или глинобитные, без щелей, ровные. в хранилищах для порохов полы должны быть устланы матами. Число входов в хранилище определяют так, чтобы самое удаленное расстояние от входа было не более 15 м. Каждое хранилище должно иметь не менее одного тамбура для выдачи в.м. Размер тамбура хранилища должен быть 2 X 2 м (4 м по фасаду хранилища). Тамбуры должны быть сделаны из огнестойкого материала.

Каждый вход в хранилище должен иметь три двустворчатые двери, открывающиеся наружу; две двери устраивают снаружи в тамбур и одну — из тамбура в хранилище. Первую наружную дверь обивают железом; вторую дверь делают решетчатой, дверь из тамбура в хранилище сплошная. Дверной про свет должен иметь ширину не менее 1,4 м, высоту — не менее 2,25 м.

Окна хранилищ должны быть снабжены железными решетками и покрыты светлой краской. Окна, выходящие на солнечную сторону, должны быть матовыми или покрыты белой краской. Отношение свето-

Т а б л и ц а 11.58

действию воздушной волны от складов в.м

Расстояние до объекта (м) в зависимости от массы ВЧ, кг											
Ю	»	о м	о	о	о	о 100 кг	о 200 кг	о 300 кг	о 400 кг	о 500 кг	о 600 кг
20	30	40 ;	65	100	120	160	220	270	320	450	500
45	60	90	130	200	240	320	450	550	630	900	1000
45	60	90	130	200	240	320	450	550	630	900	1000
100	160	220	320	500	740	880	1100	1250	1400	1750	1900
220	320	450	630	1000	1500	1750	2200	2500	2300	3500	3800

воздушной волны нужно исходить из емкости наибольшего хранилища в.м.

вой поверхности окоп к площади пола должно быть от 1 : 25 до 1 : 30. Вход на чердачное помещение — по специальной лестнице, установленной снаружи хранилища. Входы как в хранилище, так и на чердак должны быть опломбированы свинцовыми пломбами или мастичной печатью.

Внутри хранилища устраивают стеллажи для хранения динамитов, КД и дымных порохов. Ящики на стеллажах ставят только в один ряд.

Аммиачно-селитренные ВВ, бездымные пороха, тротил и его сплавы, нитросоединения, ДШ и ОШ можно хранить как на стеллажах, так и в штабелях. Между стеллажами и штабелями оставляют проход шириной не менее 1,3 м. Ящики с аммиачно-селитренными ВВ, тротилом и его сплавами, нитросоединениями можно ставить в ряды один на другой. Зазор между полкой и ящиком должен быть не менее 4 см. По ширине полки допускается располагать не более одного ящика или одного мешка.

Стеллажи и штабели должны стоять от стен хранилища на расстоянии не менее 20 см. Высота штабелей не должна превышать 2 м, а высота верхних полок не должна превышать 1,7 м для динамитов, детонаторов и порохов и допустима до 2 м для остальных ВМ. В одном штабеле разрешено хранить ВВ только одной массы. По ширине штабеля может быть размещено не более двух ящиков или мешков с ВВ.

Хранилища для ВВ с содержанием жидких нитроэфиров более 15% в местностях, имеющих температуру ниже -20°C , должны быть оборудованы водяным или электрическим отоплением. Электрические печи устанавливают в помещении, отделенном от хранилищ ВВ стеной из огнестойких материалов с отверстиями для циркуляции воздуха, закрытыми металлическими сетками. При водяном отоплении ящики и мешки с ВМ должны быть уложены на расстоянии от радиаторов не ближе 1 м. Температура отапливаемых помещений должна быть в пределах $15-20^{\circ}\text{C}$.

На складе ВМ освещение должно быть двух видов: рабочее и аварийное. Рабочее освещение состоит из ламп накаливания напряжением 220 В с питанием от осветительного трансформатора. Применять другие лампы не разрешается. Аварийное освещение — от рудничных аккумуляторов или фонари с сухими батареями. Нельзя применять переносные лампы, питаемые от электросети.

Освещение устраивают таким образом, чтобы были освещены подступы к складу ВМ, а сама территория и хранилища были затемнены. В местностях, где нет электроэнергии, разрешено освещение керосинок, переносными фонарями, располагаемыми на расстоянии 10 м от ограды склада (за канавой) и не ближе 50 м от ближайшего хранилища. Лампы накаливания устанавливают против окон снаружи здания или в ниши стен или потолка. Ниши должны быть закрыты защитным стеклом и прочной сеткой. Выключательные приспособления устраивают снаружи помещения в закрытом ящике. Осветительная проводка по территории склада и в хранилищах — обязательно из бронированного кабеля. Подвеска кабелей над хранилищем запрещена. Если определенное по формулам безопасное расстояние от склада ВМ до различных объектов и сооружений или от одного хранилища ВВ до другого окажется менее допустимого, то для сохранения установленной емкости склада ВМ необходимо вокруг него установить валы; в этом случае безопасное расстояние рассчитывают так же, как и для углубленного склада ВМ. Валы устраивают только из сыпучих или пластичных материалов (песок, глина) высотой на 1,5 м выше карниза хранилища. Ширина вала

поверху должна быть не менее 1 м; ширину вала понизу определяют углом естественного откоса грунта, из которого они сделаны. Основание вала должно отстоять от стены не менее чем на 1 м и не далее 3 м. В промежутках между зданием и основанием вала устраивают водоотводные канавки.

При полном обваловании хранилищ у входа оставляют разрыв, перед которым устраивают защитный вал. Длину этого вала делают такой, чтобы прямая линия, проведенная в плане от ближайшего угла здания через ближайшую конечную точку гребня главного вала и продолженная дальше, проходила через его гребень.

В поверхностных складах ВМ должна быть двусторонняя телефонная, световая или звуковая сигнализация, связывающая караульные посты с караульным помещением.

Все склады ВМ должны быть снабжены противопожарным инвентарем, номенклатуру которого устанавливают местные органы пожарного надзора. Для предохранения от пожаров вокруг хранилищ снимают дерн на расстояние 5 м, а территорию склада окружают канавой глубиной 0,5—1,0 м и шириной (поверху) 1,5—3 м или вспаханной полосой шириной 5 м.

В базисных складах вместимостью до 500 т вместо водопровода можно создавать водоем емкостью 100 м³. На территории склада ВМ нельзя курить и разводить огонь. Каждое хранилище постоянного поверхностного и полуглубленного склада ВМ должно иметь грозозащиту, соответствующую требованиям Единых правил безопасности [35].

Общая вместимость расходного склада — не более 120 т ВВ, 250 тыс. детонаторов и 100 тыс. м ДШ. Предельная вместимость отдельных хранилищ допускается не более 60 т, а временных — 25 т.

Постоянные расходные склады устраивают в соответствии с теми же требованиями, что и базисные. ВМ разрешается выдавать взрывникам в тамбуре хранилища или в предназначенном для этого отдельном помещении. В расходных складах в исключительных случаях допускается хранение в одном здании (но в разных помещениях, разделенных глухой стеной) ВВ и детонаторов, если общее количество ВВ не превышает 3 т, а число детонаторов не более 10 тыс.

Временные расходные склады могут быть дощатые (покрытые огнезащитной краской), глинобитные, земляные. К временным складам предъявляют такие же требования, как и к постоянным. Общая емкость таких складов не более 75 т ВВ, 1000 тыс. шт. ЭД и 50 000 м ДШ.

Кратковременные расходные склады могут быть устроены в нежилых строениях, железнодорожных вагонах, судах, автомашинах, в шалаше, в палатке, в пещере, на повозке и т. п. Количество ВВ, например, на грузовой машине должно быть не более $\frac{2}{3}$ ее грузоподъемности, а детонаторов — не более 5 тыс. При размещении ВВ и СВ в разных хранилищах разрешается хранить до 18 т ВВ и 25 тыс. детонаторов. Общее количество при этом не должно превышать 54 т ВВ и 75 тыс. детонаторов.

Пункты хранения должны располагаться от дорог, жилых строений и железнодорожных путей на расстоянии, отвечающем тем же требованиям, что и постоянные склады, но не ближе 300 м от места взрывных работ. Пункты хранения (шалаш, автомашина и т. д.) должны иметь ограду из жердей или колючей проволоки и круглосуточно охраняться. Устройство освещения, сигнализации, грозозащиты и связи не требуется.

Подземные расходные склады предназначены для обслуживания взрывных работ в шахтах. Можно хранить ВМ в *особо* устроенных вы-

работках — камерах или ячейках, которые расположены одна от другой на безопасных расстояниях по передаче детонации (рис. 11.70).

Предельную вместимость подземных расходных складов устанавливают из расчета трехсуточного запаса ВВ и десятисуточного запаса СВ для данной шахты. Емкость одной камеры в складах камерного типа должна быть не свыше 2 т; в складах ячейкового типа в каждой ячейке

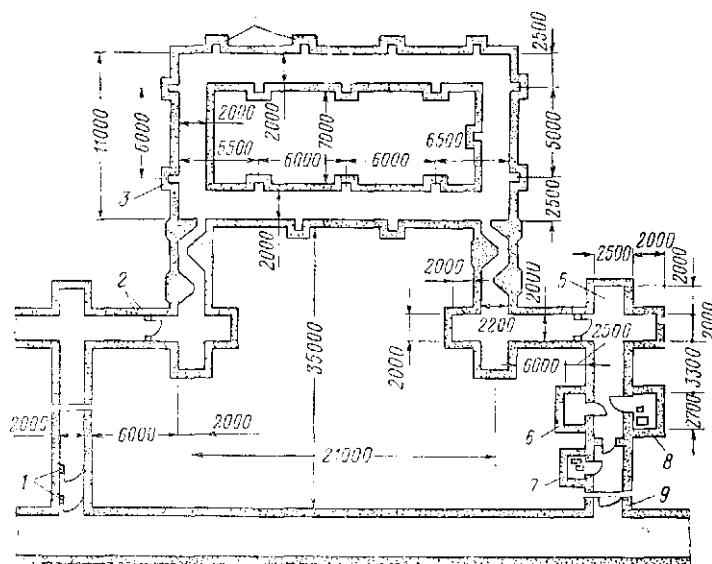


Рис. 11.70. Подземный склад ВМ ячейкового типа:

1 — железная дверь; 2 — железная вентиляционная дверь с окном; 3 — ячейки для СВ; 4 — ячейки для ВВ; 5 — камера для электрических устройств и противопожарных средств; 6 — камера для хранения сумок взрывников; 7 — камера для проверки электродетонаторов; 8 — камера выдачи взрывчатых материалов; 9 — противопожарная дверь с окнами

разрешено хранить не более 400 кг ВВ или 15 тыс. ЭД. В каждом хранилище разрешено хранить не более того количества ВМ, на которое выдано разрешение.

Расстояние от склада до ствола шахты, околоствольных выработок и других камер, а также от вентиляционных дверей должно быть не менее 100 м для камерного склада и 60 м для складов ячейкового типа. Расстояние от склада до выработок, служащих для постоянного прохода людей, для складов камерного типа должно быть не менее 25 м и для складов ячейкового типа — не менее 20 м. Расстояние до поверхности от склада камерного типа должно быть не менее 30 м; при складах ячейкового типа — не менее 15 м.

Выработки, в которых расположены камеры или ячейки с ВМ, должны быть соединены не менее чем тремя подводящими выработками, расположенными под углом одна к другой. Подводящие к складу ВМ выработки должны заканчиваться тупиками длиной не менее 2 м и се-

чением не менее 4 м². В начале подводящих выработок к складу ВМ должны быть устроены противопожарные двери.

Склады следует проветривать обособленной струей воздуха. Количество воздуха, подаваемого в склад, должно быть таково, чтобы во всех выработках склада воздух обновлялся четыре раза в течение часа.

В случае хранения замерзающих динамитов склад должен иметь специальное отопление (электрическое, паровое или водяное). В шахтах опасных по газу или пыли, вся электрическая отопительная аппаратура должна быть во взрывобезопасном исполнении. Из Противопожарных средств на складе должны быть огнетушители, **ящики** с песком и сосуды с водой.

Освещение камер и подводящих выработок должно быть электрическое во взрывобезопасном исполнении; электропроводка — в бронированном гибком резиновом кабеле. Напряжение должно быть не выше 220 В; лампочки — в стеклянных колпаках с сетками.

В складах устраивают сигнализацию для подачи сигналов стволowому или диспетчеру. На посту охраны должен быть телефон. В шахтах, опасных по пыли, с обеих сторон в примыкающих к складу выработках устанавливают сланцевые заслоны, а выработки следует периодически осланцовывать.

Емкость раздаточных камер для выдачи ВМ взрывникам и приемки от них остатков ВМ в конце смены ограничивают сменным запасом не более 1000 кг ВВ и соответствующим количеством СВ. ВВ и СВ в камере хранят в разных помещениях, разделенных бетонной или кирпичной стеной толщиной не менее 0,25 м.

Круглосуточную охрану военизированную или вооруженно-вахтерскую должны иметь все базисные и расходные склады ВМ. Охрана подземных складов вооружена только холодным оружием. Хранилища с ВМ запирают на замок, опечатывают или опломбировывают. Ключи и пломбировочные приспособления находятся у заведующего складом. На территорию складов ВМ допускают по постоянным или разовым пропускам, выдаваемым с разрешения только руководителя предприятия.

§ 21. Учет взрывчатых материалов

Разрешение на хранение ВМ в постоянно действующих складах выдается сроком до 3 лет и хранится на складе. Свидетельства и разрешения на приобретение и перевозку ВМ выдаются со сроком действия до 6 мес.

Доставленные на склад ВМ (базисные и расходные) должны быть немедленно помещены в хранилища и записаны в специальные книги Учета прихода и расхода ВМ (форма № 1) [35]. Эта книга должна быть пронумерована, прошнурована и иметь сургучную печать контролирующей организации. Книга ведется заведующим складом и предназначается для количественного учета. Для каждого вида и сорта ВМ в книге открывают отдельные счета. Остаток по каждому виду ВМ подсчитывают на конец суток.

Для оперативного учета расхода ВМ в течение суток в расходных складах ведется Книга учета выдачи и возврата ВМ (форма № 2) [35]. В конце суток подсчитывают общее количество израсходованных ВМ по видам и сортам за вычетом возвращенных на

склад. Выведенное в форме № 2 количество израсходованных за сутки ВМ заносят ежедневно в Книгу учета прихода и расхода ВМ. Книга учета выдачи и возврата ВМ ведется заведующим и раздатчиками склада.

Н а р я д - н а к л а д н а я (форма № 3) [35] выписывается в четырех экземплярах и служит документом для отпуска ВМ с одного склада на другой. Ее подписывает руководитель и главный бухгалтер. Наряды-накладные выдаются получателю для предъявления на склад вместе с доверенностью на получение ВМ. Заведующий складом, отпустив ВМ, оставляет корешок наряда-накладной на складе. Копия накладной выдается получателю в качестве сопроводительного документа, а два экземпляра накладной и доверенность заведующий складом передает в бухгалтерию.

Н а р я д - п у т е в к у на производство взрывных работ составляют по форме № 4. Она служит документом, по которому взрывник или мастер-взрывник получает ВМ со склада. Наряд-путевку подписывают начальник участка, технический руководитель или руководитель взрывных работ.

При выполнении взрывных работ бригадой взрывников наряд-путевку выписывают на старшего взрывника. По окончании рабочей смены лицо технадзора подтверждает правильность фактического расхода ВМ у каждого взрывника, на основании чего взрывники должны отчитаться в израсходовании ВМ и при наличии остатков сдавать их на склад. ВМ не выдаются взрывникам, не отчитавшимся в израсходовании ранее полученных.

Наряд-путевка служит основанием для записи выдачи ВМ на складе в Книгу учета выдачи и возврата ВМ, а заполненная после окончания работы наряд-путевка является основанием для списания ВМ по Книге учета прихода и расхода ВМ.

В приходно-расходных документах и книгах учета ВМ не допускаются помарки и подчистки записей, а всякого рода исправления вносятся красными чернилами путем проставления новых цифр. Каждая поправка оговаривается в конце данного листа и подписывается лицом, внесшим ее. На складе имеется п а с п о р т (форма №5) [35], где должны быть образцы подписей лиц, имеющих право подписывать учетную документацию.

Получать можно только те ВМ и в том количестве, которые указаны в наряде-путевке и только при наличии двух сухих исправных сумок. Взрывник ответствен за: имеющиеся у него ВВ. Поэтому при получении он должен их тщательно проверять. Взрывник не имеет права самовольно уничтожать ВМ, он несет ответственность за правильность показания расхода в наряде-путевке, своевременную сдачу остатка, соблюдение правил доставки ВМ от склада до места работ и обратно.

§ 22. Транспортирование взрывчатых материалов

ВМ с базисных складов к расходным и затем к карьере, шахте, руднику можно перевозить железнодорожным, автомобильным или гужевым транспортом. При отсутствии подъездных дорог ВМ разрешается доставлять специально подготовленным рабочим или стажерам-взрывникам под руководством взрывника. С одного склада предприятия на другой ВМ можно перевозить по разрешению органов милиции. От склада к месту взрывных работ ВМ перевозят по нарядам-путевкам.

Совместная перевозка различных по чувствительности ВВ, а также РР совместно с СВ не разрешается и только в отдельных случаях с разрешения главного инженера допускается совместная перевозка ВВ и СВ в количествах, не превышающих: 1500 кг ВВ, 6 тыс. детонаторов, 1200 м ДШ, 6000 м ОШ, 200 перфорированных зарядов.

На объектах, где взрывают большие количества ВВ, иногда устраивают специальные передвижные поезда для хранения ВМ. Вагоны с ВМ подают к месту подготовки взрыва, а затем они стоят на специальном железнодорожном тупике. ВМ специально сопровождает лицо, имеющее право на руководство или ведение взрывных работ и вооруженная охрана. ВМ перевозят в закрытом автомобиле или гужевым транспортом при обязательном сопровождении опытным взрывником, который находится в кузове машины или на подводе.

Транспорт для перевозки ВМ должен быть специально оборудован. Автомашины загружают полностью при перевозке всех ВМ, за исключением детонаторов, динамита и пороха, загрузка которыми разрешается до $\frac{2}{3}$ грузоподъемности машин.

Скорость движения автомашин при перевозке аммиачно-селитренных ВВ, тротила и ОШ не более 40 км/ч, а при плохой видимости — не более 20 км/ч. При движении колонны расстояние между транспортом определяется по табл. 11.59.

Т а б л и ц а 11.59

Интервалы движения транспорта при перевозках ВВ

Вид транспорта	Интервал, м	
	Движение по ровной дороге и остановки	Спуск с горы и подъем на гору
Вьючные животные	10	50
Повозки	20	100
Автомобили , . .	50	300

Доставка ВМ непосредственно к месту работы разрешается без охраны, но под наблюдением взрывника с привлечением стажеров-взрывников или проинструктированных рабочих. ВМ переносят в заводской упаковке или в исправных сумках. Детонаторы и боевики переносят только взрывники. При совместной переноске СВ и ВВ взрывнику разрешается переносить одновременно не более 12 кг ВМ. При переноске в сумках ВВ без СВ норма может быть увеличена до 20 кг, а при переноске ВВ в заводской упаковке на расстояние не более 300 м и при удобном пути — до 40 кг.

РАЗДЕЛ III
ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Глава VII

ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА В СРЕДЕ
И ПРИНЦИПЫ РАСЧЕТА ЗАРЯДОВ

§ 1. Основные понятия, связанные
с изучением действия взрыва в среде

Заряд— определенное количество ВВ, помещенное на поверхности или внутри массива горных пород, подвергаемых действию взрыва.

Классификация зарядов ВВ

По способу приложения
к взрываемому объекту

Наружный	Помещенный на поверхности разрушаемого объекта
Внутренний	Помещенный внутри объекта, подвергаемого действию взрыва

По форме заряда

Сосредоточенный	Имеющий форму куба, шара, цилиндра или параллелепипеда, высота которого не превышает утроенной величины его диагонали
Удлиненный (колонковый)	Скважинный заряд, длина которого в 5 раз и более превышает его диаметр

По построению заряда

Сплошной	Масса ВВ в заряде не расчленена промежутками на отдельные части
Рассредоточенный (ярусный или прерывистый)	Отдельные части заряда разделены промежутками воздуха, породы и воды
Полузамкнутый	Находящийся внутри взрываемой среды, но газы взрыва имеют свободный выход в атмосферу

Открытый	Одной стороной заряд примыкает к разрушаемому объекту, а другой — граничит с атмосферой
----------	---

По разрушающему действию
на окружающую среду

Камуфлета	Действие взрыва заряда не проявляется на поверхности и ограничивается образованием подземной полости за счет уплотнения и измельчения окружающей среды
Рыхления	В результате взрыва заряда окружающая среда вспучивается и несколько перемещается без образования видимой воронки выброса
Выброса	Вызывающий разрушение и выброс раздробленной породы за пределы воронки выброса

Подготовительные зарядные выработки

Шпур	Цилиндрическое углубление в твердой среде длиной до 5 м и диаметром до 75 мм
Скважина	Цилиндрическое углубление в твердой среде диаметром более 75 мм при любой глубине или глубиной более 5 м при любом диаметре
Котловой (скважина)	шпур Шпур (скважина) с расширенной донной частью для размещения сосредоточенного (котлового) заряда
Рукав	Горизонтальная или наклонная горная выработка сечением от 0,2X 0,2 до 0,5X 0,5 м и длиной до 5 м
Шурф (минный колодец)	Вертикальная горная выработка сечением не менее IX 1 м, имеющая выход на земную поверхность
Штольня (минная штольня)	Горизонтальная горная выработка сечением не менее 0,8X X 1,5 м, имеющая выход на земную поверхность

Различают следующие элементы воронки взрыва (рис. III. 1): глубина заложения сосредоточенного заряда или линия наименьшего сопротивления (л. н. с.) удлиненного заряда — кратчайшее рас-

стояние от центра заряда до ближайшей открытой плоскости; r — радиус воронки взрыва; α — угол раствора воронки взрыва, $n = rjW = \operatorname{tg} \alpha$ — показатель действия взрыва. В зависимости от величины n различают разновидности выброса: нормальный при $n = 1$ и усиленный при $n > 1$.

Зарядная камера (зарядная полость)—пространство для размещения заряда ВВ.

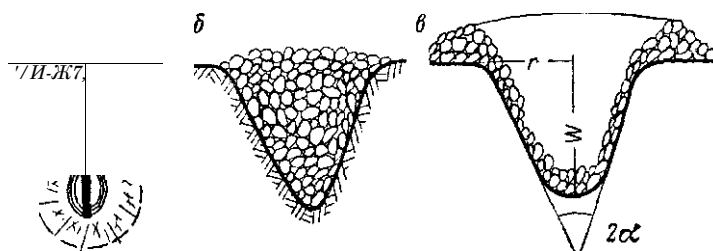


Рис. III.1. Характер действия взрыва зарядов:
а — камуфлета; б — рыхления; в — выброса

§ 2. Действие взрыва одиночного заряда на окружающую среду

Разрушение горной породы действием взрыва—весьма сложный процесс, на характер которого влияют многие факторы.

После детонации заряда в зарядной камере повышается давление до нескольких десятков и даже сотен тысяч атмосфер. Так как линейные размеры заряда по отношению к линейным размерам массива, подлежащего разрушению, обычно невелики, а скорость детонации составляет несколько километров в секунду, можно считать, что заряд детонирует мгновенно, т. е. в камере возникает давление, величина которого приближенно может быть определена по формуле

$$P_d = 17 K_i P_{v.v.} D^2, \text{ кгс/см}^2,$$

где K_i — коэффициент, учитывающий размерность величин в различных системах единиц; $\rho_{v.v.}$ — плотность ВВ, г/см³; D — скорость детонации, м/с.

Продукты взрыва, действуя на стенки зарядной камеры, вызывают в массиве нестационарное поле напряжений, распространяющееся со скоростью, определяемой механическими константами среды. В ближней зоне от заряда возникают ударные волны, распространяющиеся со сверхзвуковой скоростью. Вследствие высокого давления на фронте ударной волны упругие породы вблизи заряда раздавливаются, а пористые — уплотняются, образуя зону сжатия.

Для ряда инженерных расчетов по действию взрыва в различных средах большое значение имеют параметры ударных волн в ближней зоне на границе раздела заряд—среда (табл. III.1 и III.2).

При распространении ударной волны по массиву горных пород она теряет свои начальные параметры и переходит в волну напряжения»

Т а б л и ц а III. 18

Начальные расчетные параметры ударных волн
при взрыве сферического заряда
(по данным В. Г. Хотина)

Среда	ВВ	ρ_0 г/см ³	ρ г/см ³	ρ/ρ_0	ρ/ρ_0 г/см ³	ρ/ρ_0 г/см ³
В воздухе	Тротил	1,6	7	570	6 450	7100
	Гексоген	1,6	8,2	760	7 450	8200
	Тэн	1,69	8,4	810	7 700	8450
	Тротил	1,6	7	—	—	7500
	Гексоген	1,6	8	—	—	8600
В воде	Тротил	1,6	7	$1,36 \cdot 10^5$	21 800	6100
	Тэн	1,69	8,4	$1,63 \cdot 10^5$	2 725	7030
По стали	Тротил	1,3	—	$2,07 \cdot 10^5$	505	5150
	Гексоген	1,6	—	$4,05 \cdot 10^5$	885	5750
	флегматизированный					
По меди	Тротил	1,3	—	$1,76 \cdot 10^5$	510	4000
	Гексоген	1,55	—	$2,65 \cdot 10^5$	725	4250
	флегматизированный	1,6	—	$3,56 \cdot 10^5$	900	4260
	То же	1,4	—	$2,70 \cdot 10^6$	730	6400
По дюралюминию	Тротил	1,3	—	$1,54 \cdot 10^5$	830	6400
	Гексоген	1,6	—	$2,885 \cdot 10^5$	1 400	7000
	флегматизированный					

Т а б л и ц а III.2

Начальные параметры ударных волн при взрыве
тротила в горных породах (по данным В. Г. Хотина)

Показатели	ρ_0 г/см ³	ρ г/см ³	ρ/ρ_0	ρ/ρ_0 г/см ³	ρ/ρ_0 г/см ³	ρ/ρ_0 г/см ³
Плотность взрывания, г/см ³	1,6	1,6	1,6	1,32	1,32	1,32
Давление за фронтом волны детонации, кгс/см ²	1,8	1,8	1,8	1,26	1,26	1,26
Давление на границе раздела, кгс/см ² · 10 ⁵	2,5	2,37	1,85	1,91	1,78	1,42
Скорость ударной волны в среде, м/с	7280	7060	6670	7130	6750	6450
Скорость давления среды на границе раздела, м/с	1290	1220	1315	1005	980	1115

Т а б л и ц а III.18

Скорость распространения продольных волн напряжений
в горных породах (по данным М. Ф. Друкованого)

Горная порода	Скорость продольной волны в образце породы, м/с	
	параллельно напластован- ию	перпенди- кулярно напластован- ию
Мартито-магнетитовые роговики (НКГОК)	6150	5550
То же, полуокисленные (НКГОК) . . .	6700	6200
Сланцы биотито-хлоритовые (НКГОК)	5500	5100
Сланцы хлоритовые (ИнГОК)	2370	2180
Мраморовидный известняк белый (Балак- лавское рудоуправление)	6300	6300
Доломит (Докучаевский комбинат, Доло- митный рудник)	5360	5360
Известняк сливной серый (Докучаевский комбинат, Центральный рудник) . .	6200	6200

Скорость распространения волны напряжения зависит от упругих свойств и строения горных пород и массивов (табл. III.3 и III.4).

Общая схема разрушения однородного горного массива взрывом сферического заряда приведена на рис. III.2. Такой механизм разру-

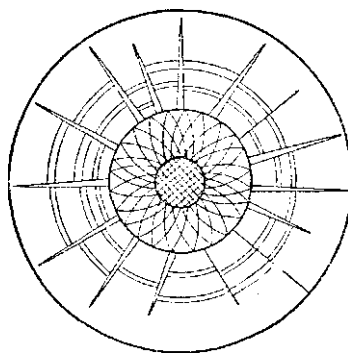


Рис. III.2. Общая схема разрушения одиночного заряда однородной массы действием взрыва (по данным Г. И. Покровского)

шения будет иметь место только в абсолютно однородной хрупкой среде при отсутствии вблизи заряда плоскости обнажения. Если заряд размещен вблизи открытой плоскости, то в сторону массива развитие всех

- систем трещин будет ограниченным. Этим и объясняется тот факт, что со стороны л. н. с. разрушения начнутся раньше и будут интенсивнее развиваться (рис. III.3).

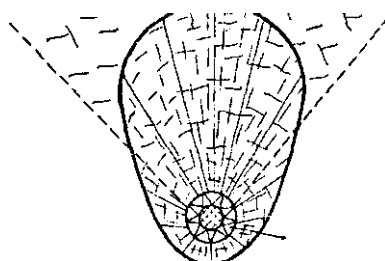


Рис. III.3. Схема разрушения массива при взрыве одиночного заряда вблизи свободной плоскости

Т а б л и ц а III.4

Упругие постоянные горных пород Кальмакирского рудника (по данным В. Н. Мосинца)

Упругие постоянные		Слабоокварцованные сиениты	Сильноокварцованные сиениты	Сиенит-диориты	Вторичные кварциты	Гранодиорит-порфиры
	$\frac{a}{H} \cdot S$					
Плотность пород, кг/м ³	2615	2560 2720	2980 2690	2335 2630	2480 2530	2410 2520
Скорость волны, м/с:						
продольной	2730	2500 3592	3570 4406	3300 4524	1140 1796	2230 3021
поперечной	1515	1360 2268	1945 2521	1800 2585	620 1197	1230 1993
Акустическая жесткость, м/с-(кг/м ³)-10 ⁶	7,1	6,4 9,8	10,6 11,8	7,7 11,9	2,83 4,55	5,37 7,6
Модуль сдвига, кгс/см ³ • 10 ⁵	0,62	0,48 1,5	1,15 2,1	0,77 2,2	0,09 0,36	0,37 1,0
Модуль Юнга, кгс/см ² -10 ⁵	0,83	0,68 3,6	1,63 5,3	1,09 5,5	0,17 0,80	0,54 2,3
Модуль Лямэ, кгс/см ² -10 ⁶	0,76	0,67 0,70	1,58 1,81	1,05 1,93	0,13 0,12	0,48 0,38
Модуль объемного сжатия, кгс/см ² -10 ⁵	1,16	0,99 1,60	2,33 2,5	1,58 2,60	0,20 0,32	0,75 1,0

П р и м е ч а н и е . В числителе — упругие свойства горных пород массиве, в знаменателе — в образцах горных пород.

§ 3. Управление механизмом разрушения горных пород взрывом

Качественный анализ показывает, что при взрыве одиночного заряда в зарядной камере в результате действия газообразных продуктов взрыва в массиве возникает сложное поле напряжений, при распространении которого возможны три системы разрушения: образование радиальных трещин, вызванных действием растягивающих напряжений в падающем поле и распространяющихся от заряда в глубь массива; разрушения у открытой поверхности, вызванные действием отраженного поля и распространяющиеся в сторону заряда; разрушения концентрическими трещинами вокруг заряда, вызванные обратным движением среды в сторону заряда.

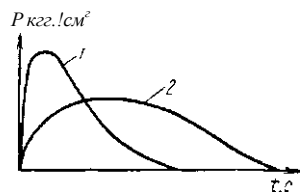


Рис. III.4. Взрывные импульсы одинаковой величины с разными начальными характеристиками

Соотношение объемов разрушений различными системами трещин зависит от многих факторов, которые нужно использовать для управления процессом дробления горных пород и получения в одних случаях интенсивного дробления, в других — неразрушенной стенки выработки или борта карьера.

Интенсивность дробления данного участка массива взрывом определяется тем, как густо он покрывается различными системами трещин в результате действия взрывного импульса. Если

вблизи заряда массив будет покрываться только радиальными трещинами, а на более удаленных участках вблизи открытой поверхности только трещинами, вызванными действием отраженной волны, то и тот и другой участок массива будет раздроблен недостаточно. Для интенсификации дробления необходимо во всех участках массива вызвать развитие трещин всех трех систем, что возможно только при управлении механизмом разрушения горных пород.

Механизм разрушения горных пород действием взрыва зависит от физико-механических свойств пород и от параметров взрывного импульса. Когда на стенки зарядной камеры приложены два импульса (рис. II.4) одинаковой величины, в первом случае приложен импульс с высоким пиковым давлением P (кривая 1), во втором — с более низким давлением, но более продолжительным периодом приложения взрывной нагрузки (кривая 2). При приложении таких импульсов к среде с одинаковыми физико-механическими свойствами механизм разрушения и интенсивность дробления различны. В первом случае будет небольшое количество радиальных трещин, во втором — массив покрывается трещинами радиальными и вызванными действием отраженных волн.

Более интенсивно горные породы разрушаются при продолжительном действии взрывного импульса на среду. Продолжительность действия взрывного импульса на среду зависит от свойств ВВ, диаметра, высоты и конструкции заряда, способов взрывания, условий взрывания и других параметров. Эти параметры при взрывных работах можно изменить, что приведет к изменению формы взрывного импульса и даст возможность управлять механизмом и интенсивностью дробления горных пород взрывом.

Методы управления дроблением горных пород взрывом. Интенсивность разрушения горных пород в значительной степени зависит

от продолжительности действия взрывного импульса. Исходя из этого Лактора основными направлениями развития взрывных работ в горном яеле считают следующие: совершенствование типов ВВ для увеличения зоны химической реакции; совершенствование конструкции зарядов применением комбинированных зарядов, воздушных и водяных промежутков; *совершенствование параметров* буровзрывных работ правильным выбором диаметра заряда, высоты уступа, сетки скважин; применение к. з. в. отдельных зарядов и их частей; выбор условий взрывания (зажатая среда) и схем последовательности взрывания отдельных зарядов. На горных предприятиях *необходимо стремиться* применять комплекс методов, который в конкретных условиях обеспечит наиболее интенсивное дробление в заданных условиях.

Классификация методов управления дроблением
горных пород на карьерах по фактору времени
действия взрыва

(по данным М. Ф. Друкованого)

Разновременным взрыванием
отдельных зарядов или частей
зарядов

Однорядное к. з. в.

На карьерах с небольшой производственной мощностью при одновременном взрыве небольшого числа скважин

Многорядное к. з. в.

Внутрискважинные короткие замедления

На больших карьерах
При электровзрывании или при наличии специального ДШ

Запиранием продуктов детонации
или формированием поля
напряжений

Взрывание зарядов с воздушными промежутками

На всех карьерах

Взрывание зарядов с водяными промежутками

При возможности их изготовления

Применение комбинированных зарядов с большим выделением энергии в нижней части скважины

В обводненных забоях, при размещении крепких пород в нижней части уступа

Размещение боевиков в нижней части заряда и его первоочередное инициирование

На всех карьерах

Удлинением зоны химической
реакции ВВ

Применение гранулированных ВВ, имеющих удлиненную зону химической реакции

На всех карьерах

Удлинение формы взрывного
импульса путем изменения
параметров заряда и сетки
расположения скважин

Применение скважин большого диаметра (280— 320 мм) с котловыми рас- ширениями в нижней части скважины	Для пород, имеющих большие скорости разру- шения при взрыве (изве- стняки, джеспилиты)
---	---

Взрыванием в зажатой среде
и применением рациональных схем
соединения зарядов

Взрывание высоких усту- пов Парносближенные сква- жины	В условиях железоруд- ных карьеров При больших л. н. с. в первом ряду
---	--

Взрывание в зажатой сре-
де с врубом:

 продольным

 поперечным

В породах с высокими
упругими свойствами

Когда не допускается
смещение горной массы
при взрыве

Во всех условиях

Зажатие среды при взры-
ве без подпорной стенки (ра-
диальные, клиновые, трапе-
цеидальные, фланговые и
другие схемы)

Экранирование энергии
при взрывании в зажатой
среде

При необходимости се-
лективной выемки при до-
быче руд цветных и других
ценных полезных иско-
паемых

§ 4. Принципы расчета зарядов

При взрыве заряда образуется конусообразная воронка, в преде-
лах которой происходит дробление и выброс породы. В процессе обра-
зования воронки энергия взрыва тратится на дробление, преодоление
силы тяжести взрывающей среды и отрыв ее по образующей воронки
взрыва. Во взрывном деле принимают в расчетах общий расход энергии
на единицу объема взорванной породы в пределах воронки взрыва,
т. е. величину заряда принимают пропорционально объему породы, под-
лежащей разрушению.

Величину заряда определяют по формуле

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

где q — удельный расход ВВ, зависящий от свойств взрывающей среды,
определяется на основании длительного опыта и выражается в кг/м³
(табл. III.5, III.6); V — объем взрывающей породы, м³.

—

Т а б л и ц а III.18

Удельный расход аммонита № 6 ЖВ

Горная порода	Группа пород по ЕНП—6У	Удельный расход ВВ (кг/м³) для зарядов	
		выброса	нормального дробления
Песок	—	1,5—1,7	—
Песок плотный или влажный	—	1,2—1,3	—
Суглинок тяжелый	II	1—1,15	0,35—0,4
Глины крепкие	III	1—1,3	0,35—0,45
	III—IV	0,9—1,3	0,3—0,45
Мел	IV	0,8—0,95	0,25—0,3
Гипс, опока, мергель	IV—V	1,0—1,3	0,35—0,45
Известняк-ракушечник	V—VI	1,5—1,75	0,5—0,6
Туфы трещиноватые	V	1,3—1,5	0,45—0,5
Конгломерат и брекчии на известковой основе	V—VI	1,15—1,4	0,4—0,5
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI—VII	1,15—1,4	0,4—0,5
Известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе, доломит	VII—VIII	1,30—1,7	0,45—0,6
Известняк, песчаник	VII—IX	1,3—2,1	0,45—0,7
Гранит	VII—X	1,5—2,15	0,5—0,7
Базальт, андезит	IX—XI	1,75—2,3	0,6—0,75
Кварцит	X	1,5—1,75	0,5—0,6

Т а б л и ц а 111.6

Коэффициенты работоспособности ВВ

ВВ		ВВ	e
Акватол М-15	0,76	Гранулит АС-4	0,98
Аммонит скальный № 3	0,8	Аммонит Л» 6ЖВ	1,0
Граммонал А-8	0,8	Зерногранулит 79,21	1,0
Аммонит скальный № 1	0,81	Динафталит	1,08
Детонит	0,82	Аммонит АП-5ЖВ	1,1
Алюмотол	0,83	Акватол 65/35	1,1
Акватол М	0,86	Зерногранулит 50/50-В	1,13
Гранулит АС-8 !]	0,89	Игдгнит	1,13
Аммонал водоустойчивый	0,91	Акваиит 3Л	1,16
Победит ВП-4 '	0,92	Аммонит Т-19	1,16
		Гранулотол	1,2
		Аммонит ПЖВ-20	1,2

Если взрывается среда, сложенная из различных горных пород с коэффициентами q_1 , q_2 и q_3 , средневзвешенное значение q вычисляют в соответствии с мощностью слоя (H_1 , H_2 , H_3) каждой породы по формуле

$$q = \frac{q_1 H_1 + q_2 H_2 + q_3 H_3}{H_1 + H_2 + H_3} \quad (II.1.1)$$

Заряд нормального выброса рассчитывают по формуле

$$Q = q W^3, \quad (II.1.2)$$

где W — л. н. е., м.

При взрыве заряда усиленного или уменьшенного выброса угол при вершине воронки становится больше или меньше 90° и форма воронки взрыва не сохраняет подобия с воронкой нормального выброса, что связано с изменением степени полезного использования энергии взрыва. Эти отклонения от условий взрыва зарядов нормального выброса учитывают функцией показателя выброса $f(l)$.

Тогда формула (II.1.2) может быть записана следующим образом;

$$Q = f(n) q W^3. \quad (II.1.3)$$

Наиболее простую зависимость $f(n)$ предложил М. М. Фролов

$$f(n) = A + B n^3,$$

где A и B — коэффициенты, удовлетворяющие равенству $A + B = 1$. М. М. Боресковым эта зависимость определена следующим образом:

$$f(n) = 0,4 + 0,6 n^3. \quad (II.1.4)$$

Значение $f(n)$ при различных величинах n :

n	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	2,75	3,0
$f(n)$	1,0	1,57	2,43	3,62	5,2	7,3	9,78	12,88	16,6

При заглублении заряда более 20 м увеличивается высота центра тяжести взрывающейся породы, что требует увеличения расхода энергии ВВ на единицу объема. В то же время при вскрытии на косогорах, когда л. н. с. отклоняется от вертикали больше, чем на 20° , для удаления породы из воронки высота поднятия центра тяжести породы может быть уменьшена по сравнению с взрыванием при вертикальной л. н. с. Для этих случаев Г. И. Покровским предложено два поправочных коэффициента (табл. III.7) и с их учетом формула (III.3) примет вид

$$Q = f(n) q W^3 V W \sqrt{J} \cos \alpha. \quad (III.5)$$

При взрывании на выброс необходимо правильно рассчитать видимую воронку и размеры навала. С возрастанием величины l видимая глубина воронки выброса будет увеличиваться и приближаться к W . Ее величина определяется по формуле

$$h_a = 0,33 W (2l - 1), \text{ м.} \quad (III.6)$$

Когда $l > 2$, видимая глубина воронки выброса

$$h_B = W + R, \text{ м,}$$

где R — радиус ее сжатия, м.

Т а б л и ц а III.18

Поправочные коэффициенты

W. M	21	22	23	24	25	30	35	40	45	50	60	70	80
i/Wto	1,03	1,05	1,07	1,10	1,12	1,24	1,32	1,42	1,5	1,58	1,73	1,87	2,0
a	20	25	30	35	40	45							
$jAcos a$	0,97	0,95	0,93	0,9	0,87	0,84							

Т а б л и ц а III.8

Влияние крепости пород на коэффициент их прстреливаемости

Горная порода	Группы пород по ЕНнР—69	Категория крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Среднее значение *пр
Глина жирная	II	VII	250
Мергель мягкий, трещиноватый	III	VII	200
Суглинок тяжелый, глина песчаная	III	VIII	140
Мел мягкий, известняк-ракушечник	IV—V	VI	45
Мергель средней крепости, доломит мергелистый, кзестияк мягкий	V—VI	VI—V	20
Гипс плсткий мелкозернистый, сланцы глинистые крепкие, граккт трею-коЕЕ-тый, фссфсрить; средней крепости, силициты, к средней трешккеватссти	VII	VI—IV	
Гранит, КЕарцЕты плотные железистые, квгрци-ы плотные серке, гпатито-кз-федкневая руда, известняк плотный, змеевики с включением асбеста, г,есчрн;к, доломит	VIII—IX	IV—и	
Роговики, скарны, кратер, крекег.ь ПЛЕСТСБЖИ, известняки крепкие, гртккт ср едкаер. н исть; й, фссфсс кт крепкий, дслсынт крепкий	IX—X	IV - I	

Радиус сферы сжатия зависит от типа взрывае­мых пород и опре­деляется по зависимости

$$R = 0,062 \sqrt{k_{np} Q} ,$$

где k_{np} — коэффициент прострелваемости — отношение объема раз­давливания или уплотнения к объему зарядной камеры (табл. III.8).

При расчете заряда дробления формула (II.1.2) примет вид

$$Q = 0,33 q W^3.$$

Произведение $0,33q$ называют коэффициентом дробления. Многими советскими и зарубежными исследователями отмечена возможное!,> изменения величины коэффициента дробления в зависимости от диа­метра заряда и величины л. и. с.

Глава VIII

СПОСОБЫ ВЗРЫВАНИЯ ЗАРЯДОВ

§ 5. Классификация способов взрывания

Способы взрывания зарядов характеризуются двумя признаками: средствами взрывания зарядов и последовательностью взрывания от­дельных зарядов (табл. III.9).

§ 6. Огневой и электроогневой способы взрывания

Огневой способ взрывания зарядов применяют при дроблении негабарита на карьерах и шахтах, не опасных по газу и пыли, а также при проходке горизонтальных горных выработок. Достоинства этого способа: простота выполнения, связанная с отсутствием взрывных ма­гистралей, источников тока и расчетов взрывной сети; небольшая стои­мость СВ. Недостатки огневого способа: при взрывании негабаритных

4 J

Рис. III.5. Зажигательная трубка:
1 — КД; 2 — ОШ; 3 — место обжима

блоков на карьерах невозможно одновременно взрывать большое число зарядов; имеется опасность для взрывника при зажигании на месте ра­боты; невозможность проверки какими-либо приборами качества под­готовки зарядов к взрыву; низкая производительность работ.

При огневом взрывании применяют КД, ОШ и средства его зажи­гания. Кроме того, в качестве инструментов применяют складной нож для резания ОШ и деревянный стержень с медной насадкой длиной 100—120 мм и диаметром, несколько большим диаметра детонатора, при образовании углублений в патроне ВВ для размещения зажига­тельной трубки.

Для детонации зарядов ВВ при огневом взрывании служит зажига­тельная трубка, которая состоит из КД и соединенного с ним отрезка ОШ (рис. III.5). При изготовлении зажигательной трубки необходимо,

Средства
существования

$$\begin{array}{c} \Pi \\ \text{с} \\ \text{Э} \end{array}$$
$$\frac{n}{Q_X} \mathbb{E} \left[\sum_{C \in \mathcal{C}} \sum_{S \in \mathcal{S}^*} \right]$$

О:

$$\begin{array}{c} \textcircled{\text{O}} \\ S_n \end{array}$$

) 420

$$\begin{array}{c} \text{Pt} \\ \text{O} \\ \text{B} \\ \text{O} \\ \text{Q}^* \end{array} \quad \begin{array}{c} (-) \\ \text{M} \\ \text{Q} \\ \text{q} \end{array}$$

S O
 « J O-
 K Л
 а Si
 5 3
 а Га Cb Э
 g O

$$\geq 1 \text{ о-к}$$

О. Б.
И. К.
ф. - 3 л.
от О. го О.

$$\begin{array}{c} \mathcal{O} \\ \mathcal{H} \oplus \mathcal{O} \\ \mathcal{O} \\ \mathcal{H} \oplus \mathcal{O} \end{array}$$
$$\begin{array}{c} \mathfrak{Y}_G \text{ S} \\ \mathfrak{W}_B^{\mathfrak{Q}} \end{array}$$

чтобы *конец* ОШ, вводимый в детонатор, имел нормальный к осевой линии срез. Противоположный конец ОШ срезается наискось. В первом случае это делается для получения более плотного соприкосновения конца шнура с чашечкой детонатора, во втором—для облегчения зажигания. Длина зажигательных трубок для одного забоя должна быть одинаковой, но не менее 1 м.

Для прочного закрепления ОШ с детонатором дульце металлического КД обжимается щипцами-обжимками или специальным прибором (рис. III.6). Детонатор в бумажной гильзе скрепляют с ОШ изоляционной прорезиненной лентой.

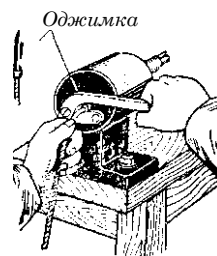


Рис. III.6. Прибор для безопасного обжатия КД

Зажигательные трубки изготавливают в отдельных помещениях склада ВВ. На месте ведения взрывных работ при изготовлении патронов-боевиков (рис. III.7) с одного из торцов патрона ВВ разворачивают бумажную оболочку и в нем делают углубление (I), в которое помещают детонатор (II). После введения детонатора зажигательной трубки в патрон ВВ развернутую обертку собирают вокруг ОШ (III) и обвязывают шпагатом (IV). Изготовленный патрон-боевик осторожно вводят в шпур.

Патроны-боевики из прессованного аммонита разрешается изготавливать только из тех патронов, в которых имеются гнезда под КД заводского изготовления. В патронах-боевиках для работ в обводнен-

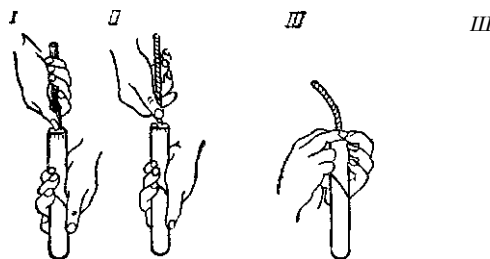


Рис. III.7. Последовательность изготовления патронов-боевиков

ных забоях место ввода зажигательной трубки в патрон ВВ изолируют составом с температурой не выше 60° С (табл. ШЛО).

Зажигательную трубку разрешается зажигать только тлеющим фитилем, отрезком ОШ или зажигательным патроном, одиночный заряд — спичкой.

Если заряды размещаются на Слишком расстоянии и требуется определенная последовательность взрывания, то для их зажигания применяют зажигательный патрончик, представляющий собой цилиндрическую бумажную гильзу с зажигательным составом. Промышленность выпускает пять калибров патсонов ЗП-Б диаметром 18—41 мм, куда помещают 7—38 концов ОШ (рис. III.8).

Т а б л и ц а ШЛО

Смеси для влагоизоляции зарядов

Состав	Номер смеси									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Парафин, % . . .	100	70—80	50—60	40	5					
Канифоль, % . . .	—	30—20	10	40	5	45	15	10	—	—
Очищенный гуд- рон, %	—	—	—	—	—	—	—	50—45	100	—
Смола—вар, % . . .	—	—	—	—	50	—	45	40—45	—	75-25
Смола—лак, % . . .	—	—	—	—	40	—	40	—	—	25—75
Битум, %	—	—	—	20	—	—	—	—	—	—
Озокерит, %	—	—	30—40	—	—	30	—	—	—	—
Машинное или трансформатор- ное масло, % . . .	—	—	—	—	—	25	—	—	—	—

Характеристика зажигательных патронов ЗП-Б

Патроны зажигательные в таре	As 1	A» 2	№ 3	№ 4	A° 5
Число помещаемых кон- цов ОШ	7	14	21	29	38
Оптовая цена за 1000 шт., руб.	42	43	48	51	55

Меры безопасности. Для предотвращения преждевременного взрыва при огневом взрывании применяют контрольные трубки (подобные зажигательным, но на 60 см короче ОШ). Контрольную трубку

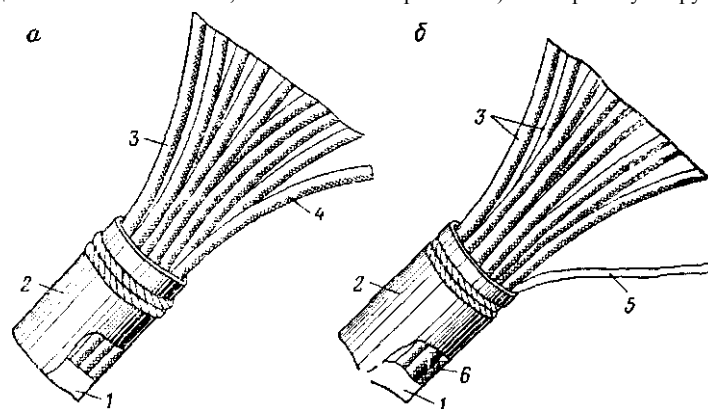


Рис. III.8. Зажигательные патрончики:

а — обычный; б — с электровоспламенителями; 1 — зажигательный состав; 2 — гильза; 3 — отрезки шнуров от зарядов; 4 — зажигательный шнур; 5 — электропровод; 6 — электровоспламенитель ОШ

мещают на безопасном расстоянии от места взрыва, ее поджигают первой. Ее взрыв предупреждает взрывника о необходимости удаления в безопасное место.

Патроны-боевики при огневом взрывании разрешается изготавливать на расстоянии не менее 50 м от места заряджния, а также в здании подготовки ВВ, расположенном на расстоянии не более 500 м от места взрыва. К месту заряджания патроны-боевики переносят в специально оборудованных ящиках.

Электроогневое взрывание часто применяют при проходке наклонных и восстающих выработок при взрывании в один прием более 16 зарядов ВВ. При электроогневом взрывании ОШ зажигают электрозажигательными трубками ЭЗТ-2 (см. рис. 11.21), электрозажигателем ЭЗ-ОШ-Б (см. рис. 11.22) и электрозажигательными патрончиками (см. рис. 11.23).

§ 7. Электрический способ взрывания

При электровзрывании обеспечивается безопасность взрывника, так как во время подключения ЭД к цепи и в момент взрыва он находится на безопасном расстоянии.

Недостатки электровзрывания, ограничивающие его применение: сложность выполнения и необходимость расчета электровзрывной сети; большая опасность при ликвидации отказов, особенно больших зарядов; ограничено число ступеней замедлений у электродетонаторов ЭДКЗ; чувствительность к блуждающим токам.

В зависимости от источников тока на рабочем месте необходимо иметь следующую аппаратуру: при взрывании от электросиловых и электроосветительных линий — вольтметр постоянного или переменного тока со шкалой, соответствующей напряжению источника тока, линейный мостик, щит с рубильником и предохранительными пробками; при взрывании приборами и машинками — взрывную машинку, линейный мостик, пульт для испытания взрывных машинок.

Для безопасности при электровзрывании должны быть соблюдены следующие условия: ток, проходящий через ЗД, должен быть не менее гарантийного; импульс тока, поступающего во взрывную сеть, должен быть не менее импульса воспламенителя наименее чувствительного детонатора; токи, проходящие через различные ЭД, должны иметь одинаковые или близкие значения; ЭД должны быть проверены на проводимость и подобраны по сопротивлениям; электрическая сеть должна быть правильно рассчитана, смонтирована и проверена.

Краткие сведения по теории ЭД и условия их безопасного взрывания. Действие ЭД базируется на нагревании электрическим током мостика накаливания, который передает тепло расположенной вокруг него воспламенительной головке.

Общее время, протекающее с момента включения тока до момента взрыва ЭД, — время реакции t_p выражается в миллисекундах (мс). В соответствии с проходящими за это время процессами время реакции делятся на время воспламенения и время передачи. Вре́мя воспламенения $t_{\text{в}}$ — время от включения до начала [горения] головки, а время передачи $t_{\text{п}}$ — время от начала горения головки до момента взрыва ЭД.

При прохождении тока по мостику, согласно закону Джоуля—Ленда, выделяется количество тепла

$$Q = 0,24 I^2 R t,$$

где I — величина тока, Л; R — сопротивление ЭД, Ом; t — длительность прохождения тока, с.

Сопротивление ЭД

$$R = \frac{1}{\sigma} \frac{At}{nD^2} \quad (II.7)$$

Количество выделяемого тепла

$$Q = 0,306 \cdot I^2 R \quad (II.8)$$

где ρ — удельное сопротивление материала мостика на 1 мм²/м, Ом; l — длина мостика, м; S — сечение мостика, мм²; D — диаметр мостика, мм.

Если пренебречь потерями на нагревание проводников и принять, что все количество выделяемого током тепла расходуется на прогревание мостика, то

$$Q = CVV(T - T_0), \quad (III.7)$$

где C — удельная теплоемкость материала мостика, кал/г·°C; V — объем мостика, см³; ρ — плотность мостика, г/см³; T — температура, до которой нагрет мостик, °C; T_0 — начальная температура мостика, °C.

Так как объем мостика

$$V = Sl = \frac{\pi D^2 l}{4} \quad (III.8)$$

то уравнение (III.7) примет вид

$$Q = \frac{\pi D^2 l}{4} \rho C V (T - T_0).$$

Подставив уравнение (III.7) в (III.8), произведя преобразования и пренебрегая начальной температурой T_0 , так как она по сравнению с конечной очень мала, определяют температуру нагрева и импульс тока:

$$T = 0,39 \frac{I^2 R}{CV} \quad T^* = 2,56 \frac{I^2 R}{p D^4}.$$

Импульс тока, вызывающий воспламенение ЭВ, — импульс воспламенения

где I — ток воспламенителя, А; Δt — промежуток времени, необходимый для воспламенения, с.

Часто пользуются величиной, обратной импульсу воспламенения, — чувствительностью ЭД

$$K = \frac{1}{I \Delta t},$$

При переменном токе для безотказности действия ЭД с нихромовыми мостиками следует учитывать, что величина переменного тока во времени изменяется по закону синуса, достигая за время одного периода максимума и минимума, а мгновенное ее значение

$$I = I_{\max} \sin \omega t$$

где $i_{\max}$ — максимальная величина тока; ω — угловая частота, равная $j\omega$ — частота переменного тока); t — момент времени, для которого определяется мгновенное значение тока.

В зависимости от времени включения переменного тока и продолжительности действия эффективность его различна. Поэтому под величиной переменного тока понимают не максимальное его амплитудное значение, а эффективное, определяемое по формуле

$$i_{\text{эф}} = i_{\max} / \sqrt{2} = 0,71 i_{\max}$$

При взрыве одного ЭД величину и знак тока в момент включения можно не учитывать, но для взрыва группы ЭД с последовательным соединением величина тока в момент включения приобретает большое значение.

ЭД характеризуются следующими параметрами: сопротивлением; безопасным током, длительным воспламеняющим током, стоимиллисекундным воспламеняющим током, импульсом воспламенения, временем передачи и временем срабатывания.

Сопротивление ЭД с нихромовым мостиком накаливания зависит от способа применения и длины проводов.

Максимальный безопасный ток — верхний предел неизменного по своей величине постоянного тока, который независимо от времени прохождения через ЭД не вызывает нагревания мостика до температуры вспышки головки. Максимальный безопасный ток характеризует устойчивость ЭД к блуждающим токам, а также допустимую величину тока, применяемую в контрольно-измерительных приборах. Величина максимального безопасного тока зависит от материала и размеров мостика и материала воспламенительной головки. ЭД не взрываются при пропускании тока силой 0,18 А в течение 5 мин.

Длительное пропускание через электродетонатор электрического тока, по величине близкого к максимальному безопасному, может привести к тому, что воспламенительная головка разложится на составляющие, поэтому величина тока, допустимая в контрольно-измерительных приборах, принята 0,05 А.

Воспламеняющий стоимиллисекундный ток — ток, при котором ЭД воспламеняется в течение 100 мс после включения. Эта величина тока обеспечивает надежное воспламенение одиночных ЭД. Для ЭД с нихромовым мостиком она равна 0,5 А.

Условия безотказного группового взрывания ЭД. Практикой установлено, что верхнего предела величины тока не существует. Так, ЭД с константовым мостиком от тока до 100 А взрываются безотказно.

Для безотказного взрывания [группы] последовательно соединенных ЭД необходимо, чтобы до разрыва цепи (до перегорания наиболее чувствительного мостика) через нее успел пройти импульс тока, не меньший величины импульса воспламенения наименее чувствительного ЭД. Безотказное взрывание ЭД возможно при условии

$$t_{\text{эф}} m \geq t_{\text{в}} i_{\max}$$

где $t_{\text{эф}}$ — время воспламенения ЭД с наименьшим импульсом воспламенения, с; $t_{\text{в}}$ — минимальное время передачи, с; $i_{\max}$ — время воспламенения ЭД с наибольшим импульсом воспламенения, с.

Время передачи

$$t_{\text{в}} = I_{\text{в}} i_{\max} \geq t_{\text{в}} m$$

т. е. все ЭД в цепь взорвутся, если минимальное время передачи будет равно или больше разности между временем воспламенения наименее чувствительного и наиболее чувствительного ЭД.

Для уменьшения разброса значений импульсов воспламенения ЭД при взрывании необходимо брать большую величину силы тока. Для ЭД с константовым мостиком величина постоянного тока для безотказного группового взрывания равна 2 А, а для ЭД с нихромовым мостиком — 1 А. При взрывании ЭД от переменного тока для безотказного группового взрывания необходима сила тока: для ЭД с константовым мостиком при любом соединении — 2,5 А; для ЭД с нихромовым мостиком при последовательном соединении — 3,5 А, при параллельном соединении — 1 А.

Для группового взрывания ЭД с константовым мостиком они должны быть подобраны по сопротивлениям так, чтобы разница не превышала 0,3 Ом. ЭД с нихромовым мостиком должны быть проверены на соответствие сопротивления, указанного на коробе. ЭД следует проверять и подбирать по сопротивлению в строгом соответствии с требованиями Единых правил безопасности [35].

Провода для электровзрывных сетей: питательные, магистральные, соединительные, концевые, участковые.

Питатели — провода, подводящие напряжение к минной станции.

Магистральные провода — от главного рубильника минной станции до линии расположения рядов. Согласно Единым правилам безопасности сечение магистральных проводов должно быть не менее 0,75 мм².

Соединительные, концевые или участковые — присоединяющие к магистрали провода ЭД или участки взрывной сети.

Для устройства электровзрывных сетей применяют специальные провода марок ЭВ, ЭП, ЭВЖ, ЗПЖ, ВМВ, ВМП, ВМВЖ, ВМПЖ (ГОСТ 6285—74) и саперные провода марок СПП-1 и СПП-2 (ГОСТ 2190—68). Провода ЭЗ, ЭВМ, ВМВ, ВМЕЖ (табл. 111.11) имеют поливинилхлоридную изоляцию, а остальные — полиэтиленовую. Провода в поливинилхлоридной изоляции предназначены для работы при температуре окружающей среды от —40 до +50°С, а в полиэтиленовой — при температуре от —50 до +60°С.

Изоляция проводов после трехчасового пребывания в воде должна выдержать испытание в течение 5 мин переменным током с частотой 50 Гц проводов ЭВ, ЭП, ЭВЖ и ЗПЖ напряжением 1000 В, проводов ВМВ, ВМП, ВМВЖ и ВУЛЖ — 2000 В, саперных — 2000 В переменного тока и 5000 В постоянного тока.

Провода ПР (ГОСТ 1577—67) и имеют по одной медной жиле, ПР — резиновую изоляцию и хлопчатобумажную оплетку, а ПВ — поливинилхлоридную и полиэтиленовую изоляцию. Провода ПР-660 (табл. 111.12) рассчитаны на нормальное напряжение 660 В переменного тока и 1000 В постоянного; ПР-SCC0 — на 330 В переменного тока; провода ПВ-350 и ПВ-660 — на нормальное напряжение 350 В и 660 В переменного и 500 В и 1000 В постоянного тока. Провода ПР предназначены для работы при температуре окружающей среды от —40 до +50°С, а ПВ — при температуре от —50 до +50°С.

Изоляцию проводов ПР-660 испытывают на аппаратуре сухого испытания в течение не менее 0,06 с переменным током напряжением 6000 В для сечения до 6 мм², 7000 В для сечения 10—16 мм², 8000 В

Таблица III.11

Характеристика проводов для взрывания

Показатели	Марка провода									
	ЭВ	ЭП	ЭВЖ	ЭПЖ	ВМВ	ВМП	ВМВЖ	ВМПЖ	СПП-1	СПП-2
Материал	м	м	с	с	м	м	с	с	м	м
Число жил	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2
Диаметр жилы, мм . . .	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,8	1,2	1,2	0,9	0,9
Сечение жилы, мм ² . .	0,2	0,2	0,28	0,28	0,5	0,5	1,13	1,13	0,5	0,5
Сопротивление жилы при $t = +20^{\circ}\text{C}$, Ом/Км	100	100	520	520	40	40	140	140	39,5	41,0
Наружный диаметр про- вода, мм	1,4	1,4	1,5	1,5	2,3	2,3	2,7	2,7	2,3	4,6
Масса 1 км провода, кг	3,1	3,1	4,0	3,9	8,2	7,8	14,3	14,3	8	16,5
Допускаемое напряже- ние тока, В:		1200		1200		1200		1200		380
постоянного	1200		1200		1200		1200		380	
переменного	500	500	500	500	500	500	500	500	1000	1000

Примечания. м — медь, с — сталь латунная.

Т а б л и ц а III, 12

Характеристики установочных проводов

ч я А S £ о	S r g f d g t p s + p o s p	Наружный диаметр провода, мм				Масса 1 км провода, кг			
		8 co Q C	8 co Q c	o co Ш C	o co ta C	o co o. c	o co o. c	8 co ca c	8 co m C
0,5				2,0	2,4			8	10
0,75	24,16	3,6	—	2,2	2,6	21	—	11	13
1,0	17,80	3,7		2,5	2,7	25	—	15	16
1,5	12,11	4,0	5,6	2,8	3,0	30	51	19	21
2,5	7,34	4,4	6,0	3,7	3,4	42	64	31	33
4,0	4,53	4,8	6,4	3,8	4,2	58	87	46	49
6,0	3,05	5,3	6,9	4,3	4,7	79	106	65	68
10	1,74	7,6	9,5	6,1	6,5	140	185	117	123
16	1,13	8,9	10,5	7,1	7,6	210	256	173	180
25	0,719	10,6	12,2	8,4	9,2	316	371	261	277
35	0,518	11,8	13,4	9,9	10,3	417	477	363	373
50	0,367	13,8	15,4	11,8	12,2	586	657	510	522
70	0,264	15,4	17,0	13,4	13,8	782	862	691	704
95	0,191	17,6	19,6	15,3	16,1	1045	1156	942	971
120	0,153	19,7	21,3	—	—	1314	1414	—	—

для сечения 25—35 мм² и 9000 В для большего сечения. Изоляцию проводов ПР-300 после шестичасового пребывания в воде испытывают в течение 5 мин напряжением 3000 В переменного тока, а проводов ПР-380 и ПВ-660 после трехчасового нахождения в воде — напряжением 2000 В первые и 2500 В вторые.

Алюминиевые провода АПР (ГОСТ 5352—68) имеют резиновую изоляцию и хлопчатобумажную оплетку, АПВ (ГОСТ 6352—71) — поливинилхлоридную изоляцию.

Провода АПР-660 (табл. III.13) выпускают на нормальное напряжение 660 В переменного тока и 1000 В постоянного, АПВ-380 — соответственно 380 и 500 В, а АПВ-660 — соответственно 660 и 1000 В. Провода АПР предназначены для работы при температуре от —40 до +50° С, АПВ — при температуре от —50 до +50° С. Изоляцию проводов АПР испытывают при таких же напряжениях, как и ПР-660, а проводов АПВ — так же, как проводов ПВ.

При электровзрывании для магистральных линий используют шахтные гибкие кабели ГРШН (неэкранированные) и ГРШНЭ (экранированные). Основные типы ГРШН (табл. III.14) рассчитаны на напряжение 500 В, а ГРШНЭ — на 660 В (жилы управления на 127 В, температура окружающей среды от —30 до -f-50° С).

Изоляцию всех жил кабелей ГРШН и жил управления кабелей ГРШНЭ испытывают при тех же условиях, как и провода ПР-660. Изоляцию основных жил кабелей ГРШНЭ в течение 5 мин испытывают при напряжении 4000 В постоянного тока.

При использовании других проводов и кабелей необходимо знать удельное сопротивление материалов. Удельное сопротивление медных

Т а б л и ц а III.13

Характеристики алюминиевых проводов

Наружный диаметр про- вода, мм	Масса 1 км провода, кг				
	АПР-660	АПВ-	АПВ-660	АПР-660	АПВ-380
12,11	4,4	3,4	3,4	27	16
7,47	4,8	3,8	4,2	34	21
5,03	5,3	4,3	4,7	42	28
2,72	7,6	6,1	6,5	78	52
1,87	8,9	7,1	7,5	114	72
1,2	10,6	8,4	9,2	164	103
0,865	11,8	9,9	10,3	203	144
0,613	13,8	11,9	12,2	276	202
0,443	15,4	13,4	13,8	351	265
0,319	17,6	15,3	16,1	459	350
0,255	19,7	16,9	17,7	574	423

Т а б л и ц а III.14

Шахтные гибкие кабели

Сечение жил, мм	Сечение жил, мм	Сечение жил, мм
ГРШН	3X 16+3X 10	
3X 1,5	3X 25+3X 10	
3X 2,5+1X 1,5	3X 35+3X 10	
3X 4+1X 2,5	3X 50+3X 10	
3X 4+1X 4		
3X 10+1X 6	ГРШНЭ	
3X 16+1X 10	3X 4+1X 2,5+	25,7 946
3X 25+1X 10	+3X 1,5	
3X 35+1X 10	3X 6+1X 4+	28,8 1234
3X 50+1X 10	+ 3X 2,5	
3X 70+1X 10	3X 10+1X 6+	31,0 1482
3X 2,5+2X 1,5	+3X 2,5	
3X 4+2X 2,5	3X 16+1X 10+3X 4	36,1 2088
3X 6+2X 4	3X 25+1X 10+3X 4	38,7 2530
3X 4+3X 2,5	3X 35+1X 10+3X 4	42,1 3073
3X 6+3X 4	3X 50+1X 10+3X 4	47,3 3891
3X 10+3X 6	3X 70+1X 10+3X 4	51,7 4823

Т а б л и ц а III.18

Сопротивление жил шахтных кабелей

Сечение жилы, мм ²	Сопротивление жилы, Ом /км		Сечение жилы, мм ²	Сопротивление жилы, Ом/км	
	ГРШН	ГРШНЭ		ГРШН	ГРШНЭ
1,5	12,57	12,73	16	1,21	1,22
2,5	7,3	7,53	25	0,742	0,767
4	4,76	4,87	35	0,547	0,539
6	3,29	3,1	50	0,394	0,394
10	1,85	1,96	70	0,277	0,281

жил может быть принято 0,08 Ом·мм²/м, а алюминиевых — 0,03 Ом·мм²/м.

В табл. III.11 и III.15 сопротивление проводов относится к температуре +20° С. Сопротивление R при температуре окружающей среды t (°С) определяется по формуле

$$R = R_{20} [1 + \alpha (t - 20)], \text{ Ом,}$$

где R_{20} — табличное сопротивление проводов при температуре +20° С, Ом; α — температурный коэффициент сопротивления (для меди и алюминия 0,004, а для стали 0,006).

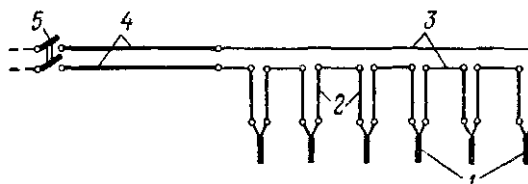


Рис. III.9. Последовательная схема соединения ЭД:
1 — ЭД; 2 — сростки проводов; 3 — соединительные провода; 4 — магистральные провода; 5 — рубильник

Схемы соединения электродетонаторов, расчет сопротивления и величины тока. При электровзрывании зарядов возможно применение всех известных способов соединения электрических сопротивлений для монтажа ЭД в цепь: последовательного, параллельного, параллельно-последовательного и последовательно-параллельного. Две последние схемы называют смешанными. Выбор схемы соединения ЭД зависит от числа взрывааемых зарядов, однородности характеристик ЭД и т. д.

При последовательном соединении ЭД (рис. III.9) концы проводов смежных ЭД соединяют последовательно, а крайние провода первого и последнего ЭД присоединяют к магистральным или соединительным проводам, идущим к источнику тока. Достоинства схемы заключаются в простоте монтажа, легкости контроля за исправностью сети и простоте расчета. К недостаткам схемы следует отнести невоз-

возможность одновременного взрыва большого числа зарядов и массовый отказ при неисправности одного ЭД.

Сопротивление сети без ЭД

$$R_{об} = R_u + R_c + R_y + R_k,$$

где R_u — сопротивления соответственно магистральных, соединительных, участковых и концевых проводов, Ом.

По закону Ома величина тока при последовательном соединении

$$I = U/R_{об} \quad (III-9)$$

U — напряжение источника тока, В.

Величина тока, поступающего в каждый ЭД, равна величине тока, поступающего в сеть: $i = I$.

При параллельном соединении ЭД различают параллельно-ступенчатое, когда ЭД присоединены к двум параллельным проводам по ступеням (рис. III.10), и параллельно-пучковое, когда ЭД в виде пучков присоединены к магистральным проводам.

Параллельно-ступенчатая схема соединения ЭД применяется редко, поскольку постепенно падает напряжение в проводах и значительно снижается величина тока, что может стать причиной отказов далеко расположенных зарядов.

При параллельно-ступенчатом соединении общее сопротивление электровзрывной сети



рис. III.10. параллельно-ступенчатое соединение ЭД

$$R_{об} = R_k + R_c + R_y + \dots$$

силу тока — по формуле (III.9).

Величина тока, поступающего в каждый ЭД,

$$I = I_{\Sigma} / n \quad (III.10)$$

Параллельно-ступенчатое соединение ЭД в виде так называемого соединения с антенной часто применяют при проходке стволов шахт.

Параллельно-пучковое соединение — наиболее сложная схема, требует большого расхода проводов, ее применяют при небольшом числе ЭД. Параллельно-пучковое соединение может быть одноступенчатым (рис. III.11) и многоступенчатым. При одноступенчатом соединении общую величину тока и величину тока, поступающего в каждый ЭД, определяют по формулам (III.9), (III.10). При многоступенчатом параллельно-пучковом соединении (трехступенчатым) величина тока

$$I = \dots$$

где p — число ЭД в первом пучке; n_1 — число первичных пучков, соединенных в один вторичный пучок; n_2 — число вторичных пучков, соединенных в третичный пучок; R_{c1} и R_{c2} — сопротивление соединительных проводов первичного и вторичного пучков.

Величина тока, поступающего в каждый ЭД,

$$i = \frac{I}{W/I_2}.$$

К положительным качествам схем с параллельным соединением относится то, что неисправность одного ЭД не влечет за собой отказа остальных, а обрыв какого-либо провода приводит к отказу только одного ЭД.

Недостатки — сложность схем и их расчета, большой расход проводов и необходимость большой величины тока.



Рис. 111.11. Параллельно-пучковое соединение ЭД:
а — одноступенчатое; б — многоступенчатое

При параллельно-последовательном соединении (рис. III. 12) ЭД в группах соединены параллельно, а группы — последовательно. Величину тока при этой схеме рассчитывают по формуле

$$I = \frac{U}{R_c + \frac{R_d}{n}}.$$

где n — число ЭД в группе; t — число групп.

Недостаток схемы заключается в сложности монтажа и расчета, а также в возможности группового отказа при обрыве соединительных проводов.

Последовательно-параллельным соединением пользуются при значительном числе зарядов, когда источник тока не обеспечивает требуемый ток для безотказного взрывания. При этой схеме все ЭД разбивают на группы, внутри которых ЭД соединяют последовательно, а группы между собой — параллельно.

При одинаковом числе ЭД в группах и одинаковом их сопротивлении величина тока

$$I = \frac{U}{R_c + \frac{R_d}{n}}.$$

В каждую группу поступает ток

$$i = I/n.$$

Число возможных групп и число ЭД в группах определяют по формулам:

$$\frac{U}{2I_a R_M} \cdot \frac{R_c}{2R_M} \cdot n = \frac{U}{2,0 Я_0} \cdot \frac{R_c}{2R_a}$$

где — допустимый ток для данного типа ЭД.

Подготовка к электровзрыванию и монтаж взрывной сети. При подготовке к проведению электровзрывания электродетонаторы проверяют на расходном складе в специально приспособленном помещении, в котором нет ВВ, при отсутствии посторонних людей. Все применяемые при этом приборы должны быть проверены в электромастерских не реже одного раза в квартал и каждый раз после смены батарей или

Рис. 111.12. Параллельно-последовательное соединение ЭД



элемента. Сопротивление ЭД измеряют омметром М-57 или испытателем ВИО-3. ЭД с сопротивлением выше нормы отбирают и уничтожают.

При подготовке к электровзрыванию проверяют также исправность взрывных машинок и включающих ток приспособлений, осматривают магистральные провода и подготавливают необходимый инструмент. Заключительной операцией подготовки является изготовление патрона-боевика непосредственно в забое.

Общее сопротивление электровзрывной сети определяют расчетным путем и после монтажа сети проверяют измерительными приборами. Расхождение величины сопротивления между полученным расчетом и показаниями прибора не должно быть больше 10%, в противном случае тщательно проверяют сеть. Продолжительность контакта проверяемой сети и прибора не должна превышать 4 с. Если нельзя проверить сопротивление сети, следует проверить токопроводимость с помощью омметра или испытателя ВИО-3.

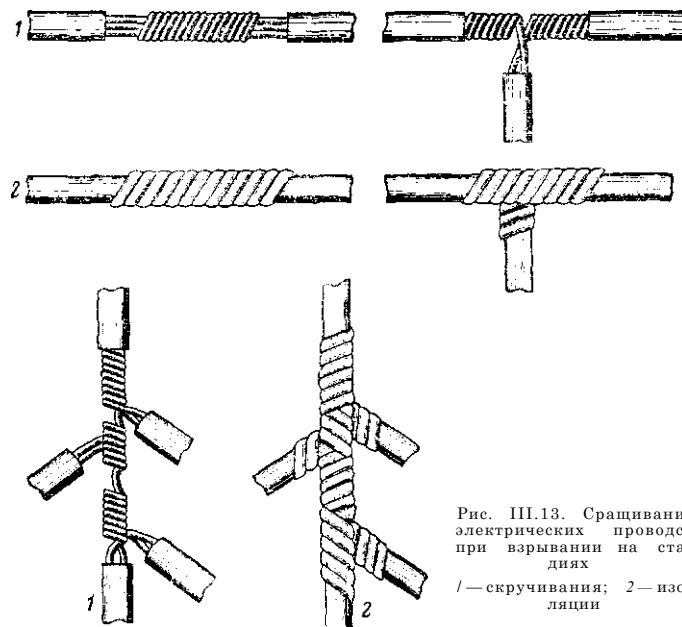
Измерение сопротивления или проверку токопроводимости электровзрывной сети следует выполнять с безопасного расстояния и после удаления людей в безопасное место или укрытие.

Провода ЭД после проверки необходимо замкнуть накоротко. Взрывную сеть монтируют в направлении от забоя к месту нахождения источника тока. Магистральные провода должны быть замкнуты накоротко, и разомкнуть их можно только во время присоединения к взрывной сети или источнику тока. Перед монтажом электровзрывной сети провода предварительно проверяют на проводимость и целостность изоляции.

Участковые, концевые и магистральные провода требуемой длины заготавливают заблаговременно и сворачивают в бухты, на которых прикрепляют бирки с указанием длины, сечения и сопротивления проводов. Для удобства монтажа концы проводников зачищают на длину 5—7 см.

При монтаже взрывной сети применяют различные типы сростков (рис. III.13), которые затем изолируют прорезиненной лентой. Монтаж следует вести в такой последовательности, чтобы электровзрывная сеть была постоянно замкнута. При монтаже взрывной сети специаль-

ные зажимы создают надежный контакт между проводниками, сохраняют от искрения при прохождении *тока в цепи* и изолируют взрывную цепь от блуждающих токов. Зажимы представляют собой



согнутый контактный металлический сердечник, вставленный в пластиковую трубочку диаметром 7 мм, отверстие которой заполнено густой смазкой. Два зачищенных проводника от двух ЭД (рис. III.14, о)

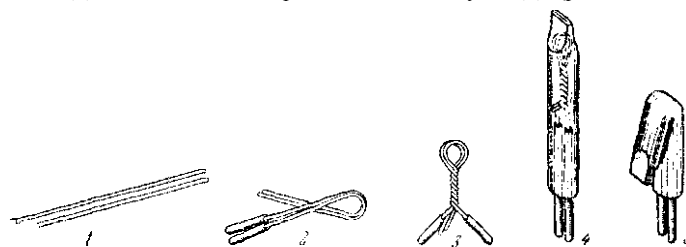


Рис. III.14. Контактные зажимы для соединения проводов при электровзрывании

скручивают между собой двумя-тремя витками (рис. III.14, б), вставляют в отверстия зажима (рис. III.14, в) и перегибают на 180° (рис. III.14, г).

§ 8. Мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание

Мгновенное взрывание применяют при порядном взрывании скважинных зарядов, при контурном взрывании *шпуров* для оконтуривания выработки, при необходимости отбрасывания массы взрывом нескольких зарядов и в других случаях. В настоящее время мгновенное взрывание применяют только для решения частных задач при короткозамедленном и замедленном взрывании.

При короткозамедленном взрывании процесс разрушения массива в районе первой очереди аналогичен разрушению взрывом одиночного заряда. В конечном итоге в результате действия поля напряжений массив оказывается раздробленным, а под действием остаточного давления газообразных продуктов взрыва происходит его сдвиг. К этому времени давление газов в скважине или шпуре хотя и снижается, но все еще продолжает действовать на массив. В области зарядов первой и второй очереди массив ко времени сдвига находится еще в сложном напряженном состоянии. Повышению напряженного состояния массива способствует взрыв зарядов второй очереди, так как в этом случае значительно влияют дополнительные поверхности и напряженность массива, созданная взрывом зарядов первой серии. Это приводит к интенсивному и быстрому разрушению массива. С другой стороны, некоторая часть энергии передается в массив, взорванный зарядами первой очереди. В результате продолжительность пребывания массива в напряженном состоянии увеличивается, что также способствует повышению интенсивности его дробления.

Таким образом, при к. з. в. происходит наложение полей напряжения последовательно взрывающихся зарядов, а характер взаимодействия взрывов зарядов и результаты взрывания зависят от очередности взрывания зарядов, т. е. от схемы и от величины замедления.

В настоящее время при к. з. в. в шахтах и на карьерах страны используют различные схемы взрывания шпуровых и скважинных зарядов. Схемы подбирают в зависимости от физико-механических свойств горных пород и от условий взрывания.

Основными средствами к. з. в. в современной практике взрывных работ являются: пиротехническое реле для короткого замедления взрывов отдельных ниток ДШ, идущих к определенным сериям зарядов; промышленные ЭДКЗ с замедлениями в сотые и тысячные доли секунды.

На карьерах страны применяются *однорядное и многорядное к. з. в.* Ввиду значительных преимуществ многорядного к. з. в. однорядное к. з. в. на крупных горных предприятиях страны имеет ограниченное применение: при малых объемах взрывных работ (например, на гранитных карьерах); при взрывании вязких пород (руды Магнитогорского комбината, доломиты и доломитизированные известняки Докучаевского комбината и Ново-Троицкого рудоуправления и др.); при отсутствии необходимой для выполнения многорядного взрывания ширины берма; при расположении карьеров в районе населенного пункта или ответственных инженерно-технических сооружений, допускающих одновременное взрывание зарядов ограниченной величины.

Основные достоинства многорядного к. з. в. следующие: значительно повышается эффективность буровзрывных работ на добычных и подготовительных участках шахт, рудников и карьеров. Резко сокра-

щаются затраты рабочего времени и труда на добычных участках в результате почти полной ликвидации вторичного дробления, на подготовительных работах обеспечивается возможность взрывать шпуров по всему сечению выработки в один прием, что особенно важно для угольных шахт, опасных по газу или пыли. Отказ от многоприемного взрывания при проведении выработок и вторичного дробления негабарита в шахтах ликвидируют одну из главных причин травматизма. Кроме того, к. з. в. на карьерах обеспечивает: уменьшение заколов и развала горной массы; увеличение выхода горной массы с 1 м скважины и улучшение дробления, а также уменьшение удельного расхода ВВ.

Основные недостатки многорядного к. з. в.: трудность подбора рациональных схем и интервалов замедления, а также некоторое усложнение монтажа взрывной сети.

Замедленное взрывание — последовательное взрывание зарядов в одной группе или последовательное взрывание нескольких групп или рядов зарядов через заданные промежутки времени, называемые интервалами замедления. Замедленное взрывание выполняют с помощью ЭД замедленного действия с интервалами от доли секунды до нескольких секунд, а также посредством электрозажигательных трубок. В этом случае величина интервала замедления регулируется длиной отрезка ОШ в трубке.

Глава IX

МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ДРОБЛЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 9. Классификация методов взрывных работ

При подготовке горной массы взрывным способом на карьерах применяют следующие методы взрывных работ:

Классификация методов взрывных работ

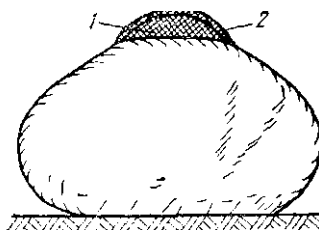
	Применение
<i>Накладные заряды ВВ</i>	При дроблении негабарита, мерзлого грунта и т. д.
<i>Шпуровые заряды</i>	
Мелкошпуровой (глубиной 0,5—3 м) сплошной заряд	При высоте уступа до 3 м
Глубокошпуровыми (глубина 3—10 м) сплошной, рассредоточенный и котловой заряды	При высоте уступа до 10 м

<i>Котловые заряды</i> (шпуры и скважины)	
Сплошной и рассредоточенный заряды	При высоте уступа более 3 м
<i>Малокамерные заряды</i>	
Заряды закладываются в рукавах сечением 20X30 или 30X30 см	Для обрушения уступа при л. н. с. не более длины рукава
<i>Камерные заряды</i>	
Шурфы и штольни с минными камерами	При высоких уступах и массовом обрушении пород
<i>Скважинные заряды</i>	
Сплошной, рассредоточенный и котловой заряды	При высоте уступа более 5 м

§ 10. Метод накладных зарядов

Заряд соприкасается с объектам разрушения только с одной стороны (рис. III.15), вследствие чего для получения необходимого дробления удельный расход ВВ увеличивают в 3—7 раз, что снижает экономическую эффективность его по сравнению с другими методами.

Рис. III.15. Взрывание негабарита накладным зарядом:
1 — заряд ВВ; 2 — детонатор; 3 — забойка



Метод накладных зарядов используют главным образом для разрушения негабаритных блоков, зависших кусков породы, мерзлых грунтов, валунов и других объектов. Достоинство метода в его простоте, легкости выполнения и возможности ведения взрывных работ в самых труднодоступных условиях при отсутствии буровой техники.

Для лучшего дробления накладными зарядами ВВ рекомендуется укладывать в углублении на поверхности породной глыбы слоем толщиной 3—3,5 см. Сверху на него накладывают забоечный материал, при взрывании накладными зарядами радиус опасной зоны принимают не менее 400 м.

$\mathbb{Q}_{\leq 5}$

∞	Δ _O ^M
HO	LI
	O"
∞	O
HO	HO
HO	O"
∞	N _O "
I	I
HO	HO
∞	S _O "
LI	O*
	HO
∞	O
I	C _O "
HO	I
∞	N _O "
I	I
HO	HO
∞	O
HO	CH _O
	O
	HO

[illegible][illegible]

Величину накладного заряда рассчитывают как произведение «величины удельного расхода ВВ (табл. III.16) на объем взрывае-
 мый. Накладные заряды обычно взрывают с помощью КД и ОШ (табл. III.17).

Т а б л и ц а III.17

Расход основных материалов при взрывании негабарита накладными зарядами (на 1000 м³ породы)

Материалы	Категория крепости пород по ЕНиР-69								
	IV	VI	VII	VIII	IX	X	XI		
Расход аммонита № 6ЖВ, кг	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000	
Расход КД (ЭД) (шт.) при длине ребра негабарита, м:									
0,5—0,6	500	500	500	500	500	500	500	500	
0,7	300	300	300	300	300	300	300	300	
Расход ОШ (м) при длине ребра негабарита, м:									
0,5—0,6	500	500	500	500	500	500	500	500	
0,7	300	300	300	300	300	300	300	300	

§ 11. Метод шпуровых зарядов на карьерах

На карьерах шпуровой метод (рис. III.16) применяют: при разработке залежей незначительной мощности (1,0—1,5 м); при разработке ценных строительных материалов (мрамор, гранит), когда нужно

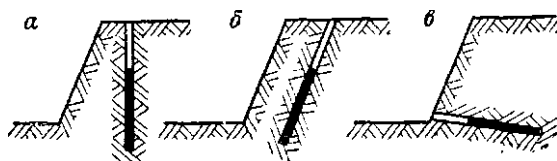


Рис. III.16. Схемы расположения шпуровых зарядов:
 а — при вертикальном бурении; б — при наклонном бурении; в — при горизонтальном бурении

сохранить структуру полезного ископаемого или не допустить излишнего измельчения; при селективной разработке руд и нерудных ископаемых, когда мощность отдельных пластов незначительна (0,5—1,5 м); при проходке подготовительных выработок (шурфов, штолен, камер); при дроблении негабарита и подработке подошвы уступов.

Достоинство шпурового метода — относительно равномерное дробление горных пород, достигнутое в результате более равномерного распределения ВВ во взрывае-
 мый массив. Размеры кусков в наибольшем измерении обычно не превышают 45 см.

Основные недостатки шпурового метода: его сравнительно большая трудоемкость, поэтому применение его при разработке больших

Т а б л и ц а III. 18

Л. н. с. при уступной отбойке с однорядным
расположением зарядов в породах крепостью
[= 10—12 (по данным У. Лангефорса)]

Высота уступа, м	Л. н. с. (м) в зависимости от диаметра шпуров, мм									
	25	29	32	36	40	45	50	63	75	100
0,3	0,5	0,55	0,58	0,62	0,67	0,70	0,73			
0,45	0,6	0,62	0,66	0,7	0,78	0,84	0,90	—	—	—
0,6	0,68	0,72	0,76	0,8	0,87	0,94	1,0	1,15	1,3	1,8
0,9	0,85	0,87	0,9	1,0	1,05	1,1	1,2	1,35	1,5	1,8
1,2	0,95	1,0	1,1	1,2	1,25	1,3	1,4	1,55	1,7	2,0
1,5	1,05	1,1	1,2	1,3	1,35	1,45	1,5	1,7	1,8	2,2
1,8	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,6	2,0	2,3
2,1	1,15	1,3	1,35	1,45	1,55	1,7	1,8	2,0	2,2	2,5
2,4	—	1,35	1,45	1,55	1,65	1,8	1,9	2,1	2,3	2,7
2,7	—	—	1,5	1,6	1,75	1,9	2,0	2,2	2,4	2,9
3,0	—	—	—	1,65	1,8	2,0	2,1	2,3	2,5	3,0
3,3	—	—	—	—	1,85	2,0	2,1	2,4	2,6	3,2
3,6						2,05	2,25	2,8	2,9	3,5
3,9							2,3	2,7	3,0	3,6
4,2								2,8	3,2	3,8
4,8								2,9	3,4	4,0
6,0	1,15	1,35	1,5	1,65	1,85	2,1	2,3	2,9	3,4	4,2

массивов нецелесообразно; значительное пылеобразование при бурении перфораторами и большой расход СВ.

Расчетная л. н. с. (табл. III.18)

где d — диаметр шпура, мм; m — коэффициент сближения зарядов, принимают в пределах 1,1—1,5; q — плотность заряжения, кг/дм³; q — удельный расход ВВ, кг/м³ (см. табл. III.5). Величину л. н. с. корректируют на основании опыта.

Расстояние между шпурами

$$a = tnW_u \text{ м.}$$

Глубину перебура принимают равной $0,31Y$, но не менее $10d_3$. Глубина шпура (табл. III.19, III.20)

$$l_{ш} = H + 0,3Г, \text{ м.}$$

При бурении на глубину более 5 м шпуры отклоняются от проектного направления, что требует уменьшения проектной л. н. с.

в этом случае

$$= W (1 - 0,5/l), \text{ м.}$$

Во всех случаях л. п. с. принимают меньшей глубины шпура. Она не должна быть больше (0,7—0,9) Н. Шпуры на уступе размещают в один или два ряда. Расстояние между рядами (см. табл. II.19)

$$6= W_1 (1 - 0,1Я), \text{ м.}$$

Шпуры заряжают россыпными ВВ, реже патронированными. Заряд ВВ должен занимать не более $2/3I$, а остальное пространство

Т а б л и ц а II.19

Параметры шпуровых зарядов при многорядном расположении шпуров в породах крепостью $f = 10-12$ ($a = 1,25117$) (по данным У. Лангефорса)

Показатели	Высота уступа, м						
	0,3	0,45	0,60	0,90	1,0	1,2	1,5
Глубина шпуров, м	0,67	0,8	1,0	1,35	1,45	1,65	2,0
Диаметр шпура у подошвы, мм	34	34	33	33	33	33	32
Максимальная л. н. е., м . . .	0,6	0,7	0,77	0,92	1,0	1,1	1,2
Фактическая л. н. е., м . . .	0,55	0,65	0,7	0,85	0,95	1,0	1,1
Расстояние между рядами, м . .	0,5	0,6	0,65	0,77	0,86	0,9	1,0
Минимальный заряд на шпур, кг [	0,09	0,14	0,2	0,34	0,45	0,6	0,85

Продолжение табл. II.19

Показатели	Высота уступа, м							
	1,8	2,1	2,4	2,7	3,0	3,3	3,6	4,0
Глубина шпуров, м	2,4	2,7	3,1	3,4	3,8	4,2	4,5	4,9
Диаметр шпура у подошвы, мм	32	31	31	30	30	30	29	29
Максимальная л. н. е., м . . .	1,3	1,35	1,4	1,4	1,4	1,4	1,35	1,35
Фактическая л. н. е., м . . .	1,2	1,25	1,25	1,25	1,25	1,20	1,15	1,15
Расстояние между рядами, м . .	1,1	1,13	1,13	1,13	1,13	1,1	1,05	1,05
Минимальный заряд на шпур, кг	1,1	1,35	1,6	1,7	1,8	1,9	1,9	2,0

Параметры буровзрывных работ при
(по данным

Категории крепости

IV—V

Показатели

Глубина шпура, м		2,2	3,3	4,4	5,5
Расчетная л. н. е., м	0,9	1,6	1,7	1,75	1,8
Расстояние между шпурами, м . . .	1,3	2,2	2,3	2,3	2,4
Расстояние между рядами, м	1,1	2	2	2,1	2,1
Масса заряда, кг . .	0,46	2,0	3,38	4,80	6,0

Категории крепости

VIII

Показатели

	3	4	5	1	2	3	4
Глубина шпура, м	3,3	4,4	5,5	1,1	2,2	3,3	4,4
Расчетная л. н. е., м	1,35	1,40	1,45	0,9	1,25	1,3	1,3
Расстояние между шпурами, м . . .	1,75	1,80	1,80	1,30	1,6	1,7	1,7
Расстояние между рядами, м	1,6	1,6	1,6	1,1	1,4	1,5	1,5
Масса заряда, кг . .	3,6	4,48	5,6	0,72	2,15	3,33	4,46

Минимальная масса заряда ВВ при уступной

Высота					Минимальная масса					
м	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,05	, 2	1,35	1,5 j	1,65
0,3	0,07	0,105	0,14	0,201	0,27			—	—	—
0,6	0,105	0,13	0,2	0,27	0,34	0,48	0,68	—	—	—
0,9	0,13	0,162	0,224	0,705	0,40	0,56	0,785	1,05	1,4	1,77
1,2	0,165	0,20	0,27	0,35	0,46	0,65	0,9	1,17	1,51	2,0
1,8	0,225	0,27	0,34	0,455	0,68	0,82	1,1	1,4	1,9	2,45
2,4	0,28	0,34	0,41	0,51	0,71	1,0	1,3	1,65	2,25	2,85
3,0	0,35	0,40	0,49	0,66	0,335	1,17	1,51	2,0	2,46	3,17
3,6	0,41	0,47	0,58	0,76	0,97	1,35	1,76	2,25	2,8	3,55
4,2	0,47	0,54	0,64	0,86	1,04	1,51	2,0	2,46	3,05	3,87
4,8	0,54	0,59	0,73	0,96	1,17	1,65	2,13	2,7	3,4	4,35
5,4	0,59	0,66	0,81	1,06	1,3	1,9	2,35	2,95	3,75	4,8
6,0	0,66	0,73	0,88	0,17	1,4	2,0	2,6	3,3	4,05	5,15

Т а б л и ц а III.18

многорядном расположении шпуров
j- А. Васильева)

пород по ЕНиР-69

VI

VII

уступа

3	4	5	1	2	3	4	5	1	2
3,3	4,4	5,5	1,1	2,2	3,3	4,4	5,5	1,1	2,2
1,6	1,6	1,7	0,9	1,4	1,5	1,5	1,6	0,9	1,3
2,1	2,1	2,2	1,3	1,8	1,9	1,9	1,95	1,3	1,7
1,9	1,9	2,0	1,1	1,6	1,7	1,8	1,8	1,1	1,5
3,45	4,6	6,3	0,59	2,84	3,1	4,8	5,8	0,65	2,2

Продолжение табл. 111.20

пород по ЕНиР—69

XI

уступа, м

5	1	2	3	4	5	1	2	3	4
5,5	1,1	2,2	3,3	4,4	5,5	1,1	2,2	3,3	4,4
1,4	0,85	1,8	1,3	1,2	1,3	0,8	1,1	1,2	1,2
1,7	1,2	1,5	1,6	1,6	1,6	1,2	1,4	1,5	1,5
1,5	1,1	1,3	1,4	1,5	1,5	1,1	1,3	1,3	1,3
5,8	0,78	2,1	3,26	4,75	5,85	0,87	2,34	3,35	4,8

Т а б л и ц а III.21

отбойке шпуровыми зарядами аммонита № 6 ЖВ

заряда (кг) в зависимости от величины л. н. с. (м)

1,1	2,1	2,4	2,7	3,0	3,3	3,6	3,9	4,2	4,5
2,24	3,4	4,85	6,7	8,95	11,7	15,1	19,0	23,5	28,0
2,47	3,75	5,3	7,15	9,5	13,0	16,4	20,0	24,7	29,3
2,9	4,35	6,15	8,25	10,8	14,0	17,7	21,3	27,0	31,7
3,40	5,05	6,95	9,3	12,4	15,15	20,0	23,5	31,0	35,0
3,75	5,65	7,65	10,15	14,1	17,7	21,6	26,0	33,0	37,5
4,27	6,35	8,45	11,4	15,2	18,8	23,5	28,0	35,0	41,5
4,7	6,95	9,25	12,15	16,5	20,0	24,6	30,5	37,8	43,6
5,2	7,5	10,0	13,7	17,6	21,0	27,0	33,0	40,0	47,0
5,15	8,1	10,85	14,05	18,8	22,5	28,5	34,0	42,5	49,5
6,1	8,8	11,7	15,15	20,0	24,7	30,5	36,5	44,7	53,0

Т а б л и ц а III.22

Расход КТ" и шпуров (на 1000 м³ породы)

Категория крепости пород по ЕНиР—69	Высота уступа, м	Аммонит, кг	ЭД или КД, шт.	Электропровода, м	ОШ, м	ДШ, м	Шпурев, м
IV - V	1	350	850	2000	850	1000	850
	2	250	135	480	190	240	270
	3	250	80	360	1,45	180	240
	4	250	60	350	1,4	175	230
	5	250	50	350	1,4	175	230
VI	1	400	850	2000	850	1000	890
	2	350	180	570	230	285	320
	3	300	100	440	1,75	220	290
	4	300	70	400	1,65	200	280
	5	300	65	390	1,55	195	260
VII	1	450	850	2000	850	1000	850
	2	400	195	700	275	350	380
	3	350	125	580	230	290	380
	4	350	85	530	210	265	340
	5	350	65	500	200	250	330
VIII	1	500	850	2000	850	1000	850
	2	450	220	300	315	400	450
	3	400	135	600	240	300	400
	4	400	100	580	230	290	390
	5	400	80	580	230	290	390
IX	1	550	850	2000	350	1000	850
	2	500	250	900	360	450	510
	3	450	150	680	270	340	450
	4	450	110	680	270	340	450
	5	450	85	650	260	325	430
X	1	000	850	2000	850	1000	850
	2	550	290	1000	400	500	570
	3	500	170	780	310	390	510
	4	500	120	700	280	350	470
	5	500	95	680	270	340	470
XI	1	650	850	2000	850	1000	850
	2	600	290	1000	400	500	570
	3	550	175	850	350	425	560
	4	550	140	840	335	420	550
	5	550	по	830	335	420	550

засыпают забойкой. Вместимость заряда аммонита в 1 м шпура зависит от его диаметра:

Диаметр шпура, мм	25	30	33	35	38	40	42	45	48
Масса заряда аммонита № 6ЖВ (кг) в 1 м шпура при плотности заряжания 0,9 г/см ³	0,44	0,635	0,78	0,865	1,03	1,13	1,24	1,44	1,62
Диаметр шпура, мм	50	54	58	62	66	69	73	75	
Масса заряда аммонита № 6ЖВ (кг) в 1 м шпура при плотности заряжания 0,9 г/см ³	1,77	2,07	2,35	2,71	3,11	3,36	3,76	3,96	

Величина заряда при двух открытых поверхностях

$$Q = 0,7qaWH,$$

где q — удельный расход ВВ (расчетный) для зарядов рыхления, кг/м³ (см. табл. III.5); a — расстояние между шпурами, м; $Я$ — высота уступа, м; W — л. н. с. при угле откоса уступа, близком к 90°, или расчетная линия сопротивления (р. л. е.), определяемая для шпуровых зарядов по формуле (III.И).

Минимальная масса заряда ВВ при уступной отбойке с параметрами $a = 1,25$; $l_n = 0,31F$ приведена в табл. III.21.

Расход ВМ и шпуров зависит от крепости пород (табл. III.22).

Т а б л и ц а III.23

Основные расчетные параметры при взрывании негабарита шпуровыми зарядами

Категория крепости пород по ЕНП—69	Расход на 1 м ³ породы		Число кусков в 1 м ³	Средняя длина ребра, м	Глубина бурения, м	Величина заряда на один шпур, кг
	ВВ, кг	шпуров,				

Объем негабарита до 0,7 м³

IV	0,15	1,25	5	0,5	0,25	0,03
V	0,2	1,25	5	0,5	0,25	0,04
VI	0,25	1,25	5	0,5	0,25	0,05
VII	0,3	1,25	5	0,5	0,25	0,06
VIII	0,35	1,25	5	0,5	0,25	0,07
IX	0,4	1,25	5	0,5	0,25	0,08
X	0,45	1,25	5	0,5	0,25	0,09

Объем негабарита свыше 0,7 м³

IV	0,15	1,05	3	0,7	0,35	0,05
V	0,2	1,05	3	0,7	0,35	0,07
VI	0,25	1,05	3	0,7	0,35	0,08
VII	0,3	1,05	3	0,7	0,35	0,10
VIII	0,35	1,05	3	0,7	0,35	0,11
IX	0,4	1,05	3	0,7	0,35	0,13
X	0,45	1,05	3	0,7	0,35	0,15

При взрывании негабарита шпуровыми зарядами параметры принимают по табл. III.23, а расход основных материалов — по табл. III.24.

Т а б л и ц а III.24

Расход основных материалов при взрывании
негабаритов шпуровыми зарядами
(на 1000 м³ негабарита)

Расход материалов	Категория крепости пород по ЕНиР—69							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Аммонита № 6ЖВ, кг	15	20	25	30	35	40	45	50
КД (ЭД) (шт.) при длине ребра негабарита, м:								
0,5—0,6	500	500	500	500	500	500	500	500
0,7 и более	300	300	300	300	300	300	300	300
ОШ (м) при длине ребра негабарита, м:								
0,5—0,6	500	500	500	500	500	500	500	500
0,7 и более	300	300	300	300	300	300	300	300

§ 12. Метод котловых зарядов

Котловые заряды (рис. III.17) применяют в том случае, когда при заданной глубине шпура расчетный заряд не размещается, когда при пологом откосе уступа повышено сопротивление по подошве (с. п. п.) или при сложной структуре взрываемых пород.



Рис. III.17. Схема взрывания котловыми зарядами

Недостатки метода котловых зарядов: неравномерность дробления (из-за сосредоточенности ВВ в отдельных *точках* массива) и образование заколов на уступе.

Для приближенного определения массы прострелочного заряда можно пользоваться формулой

$$Q_{\text{пр}} = \frac{Q}{T \cdot \gamma_{\text{пр}} \cdot \gamma_{\text{ВВ}}} \quad \text{кг'}$$

где Q — масса основного заряда, кг; $\gamma_{\text{пр}}$ — коэффициент простреливаемости (принимают по табл. III.8).

Величина основного заряда котловых шпуров (скважин)

$$Q = qW^*$$

Число прострелок зависит от диаметра шпура и массы основного заряда, оно должно быть минимальным (табл. II.25). Прострелочный заряд в шпуре размещают в патронах или россыпью.

Глубину шпуров определяют для конкретных условий, она должна быть на уровне подошвы уступа (траншеи) или на 5% более; л. н. с. принимают равной $(0,5+0,9) A$; расстояние между зарядами — в зависимости от требуемой степени дробления пород $(1,0+1,2) W$.

Расход материалов при взрывании котловых зарядов приведен в табл. III.26—III.28.

При методе котловых шпуровых зарядов величину л. н. с. принимают $0,75-0,8A$, а расстояние между скважинами $a = (1,0+1,1) W / \text{нпер} = 0,1 A$.

§ 13. Метод камерных зарядов рыхления

Рыхление породы производится взрывом сосредоточенных зарядов большой массы, помещенных в специальные горные выработки — камеры (рис. III. 18). Предварительно в массиве проходят подготовительные выработки (шурфы или штольни).

Достоинство метода камерных зарядов — возможность одновременно взрывать большие массивы горных пород, не применяя буровое оборудование. Недостатки метода: трудоемкость проходки камер; значительный сейсмический эффект; неравномерность дробления горных пород и повышенный выход негабарита. Метод камерных зарядов распространен на строительстве железных и шоссейных дорог.

Объем зарядной камеры в черне

$$V = K_k Q / p_m, \text{ м}^3,$$

где Q — величина заряда в камере, т; p_m — плотность ВВ, т/м³; K_k — коэффициент, учитывающий объем крепи, изоляции и тары, принимаемый от 1,1 до 1,8 или подсчитанный по фактическому объему крепи.

Выработки крепят в породах до VII категории крепости по ЕНиР—69. В породах более высокой крепости выработки крепят лишь в случае сильной их трещиноватости.

Наибольшее распространение имеют камерные заряды, расположенные в один ярус, — однорядные и многорядные* (рис. III. 19). Применение многоярусных камерных зарядов целесообразно при высоте Уступа более 30 м.

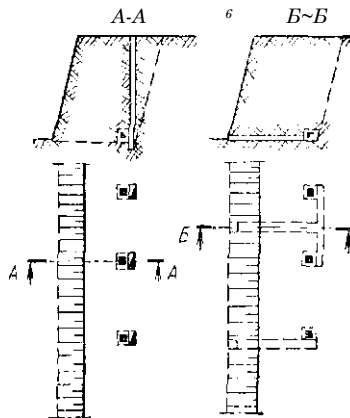


Рис. III.18. Отбойка уступа взрывом камерного заряда:

а — с использованием минных шурфов;
б — с использованием минных штолен

Основные расчетные параметры

то"с Р- га в О И £	Глубина шпуров, м	Расчет- ная л. и. с. м	Расстоя- ние между зарядами, м	Объем породы, взрывае- мой 1 шпуром или скважи- ной, м	Категори, i			
					I—III			Q
					Q	Q _{пр}	Q _п	
3	3,3	2,55	3,1	25	6,5	0,07	1	6,5
4	4,4	3,4	4,1	60	15	0,15	1	15
5	5,4	4,25	5,1	110	27	0,26	1	27
6	6,4	5,1	6,1	190	48	0,5	1	48
10	10,5	8,5	10,2	870	215	2,2	1	215
15	15,5	12,75	15,3	2930	740	7,5	1	740
20	20,5	17,0	20,4	6940	1740	17,8	1	1740

то"с И ТО о 9 3 Я S	Глубина шпуров, м	Расчет- ная л. и. с., м	Расстоя- ние между зарядами, м	Объем породы, взрывае- мой 1 шпуром или скважи- ной, м	Категории			
					VII	VIII		
					Q _{л пр}	Q	Q _{пр}	Q _{л пр}
3	3,3	2,55	3,1	25	1	10	2,4	2
4	4,4	3,4	4,1	60	2	24	5,8	2
5	5,4	4,25	5,1	110	2	45	11,0	2
6	6,4	5,1	6,1	190	2	75	18,0	3
10	10,5	8,5	10,2	870	1	350	60,0	2
15	15,5	12,75	15,3	2930	2	1170	280	2
20	20,5	17,0	20,4	6940	3	2780	660	3

Примечание. Q — величина основного заряда, кг; Q_{пр} — величина

Т а б л и ц а III.18

взрывчатка котловыми зарядами

репостт погод по i/КмР-®									
IV		V			VI			VII	
Оцр	" п р	Q	Опр	Nл?	Q	Qпр	" п р	Q	«пр
0,16	1	7,5	0,18	1	7,5	0,45	1	9	1,2
0,36	1	18	0,44	1	18,0	1,00	1	21	3,0
0,66	1	33	0,8	1	33,0	1,85	2	40	5,6
1,3	1	57	1,4	1	57,0	3,10	2	67	9,5
5,3	1	260	6,4	1	260	15,0	1	300	41,0
18,0	1	880	22,0	1	880	49,0	1	1000	72,0
41,0	1	2080	53,0	1	2080	120,0	2	2400	360

Продолжение тгбл. II 1.25

крепости пород по ЕНиР—69									
IX				X			XI		
Q	«пр	" п р	Q	%	Л"пр	Q	<Гпр	"V пр	
12	2,8	2	13	6	2	14	6,7	2	
27	6,5	2	30	14	2	33	16	2	
50	12,0	2	55	2G	2	60	28	3	
85	20,0	3	95	45	3	105	50	3	
390	95,0	2	435	205	2	480	225	2	
1300	320	2	1450	690	2	1C00	760	2	
3200	740	3	3470	1650	3	3800	1800	3	

На заряда простреливания, кг; N_{ар} — число прострелок.

Т а б л и ц а III.18

Расход аммонита в котловых зарядах
(кг на 1000 м³ породы)

Статьи расходов	Категория крепости пород по ЕНиР—69								
	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
На основное взрывание На простреливание . . .	250 3	250 6	300 7	300 17	350 50	400 95	450 110	500 240	550 260

Т а б л и ц а 111.27

Расход СВ на простреливание
(на 1000 м³ породы)

Материал	Высота уступа, М	Категория крепости пород по ЕНиР—69								
		III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
ЭД, шт.	3	45	45	45	45	45	90	90	90	90
	4	18	18	18	18	18	36	36	36	36
	5	9	9	9	18	18	18	18	18	21
	6	5	5	5	10	10	10	10	10	10
	10	1,2	1,2	1,2	1,4	1,4	1,4	2,8	2,8	2,8
Электропровода, м	15	0,4	0,4	0,4	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
	20	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,3	0,3	0,3
	3	200	200	200	440	440	440	440	440	440
	4	115	115	115	230	230	230	230	230	230
	5	75	75	75	150	150	150	150	150	150
	6	50	50	50	100	100	100	150	150	150
	10	24	24	24	48	48	48	48	48	48
	15	11	11	11	22	22	22	22	22	22
	20	6	6	6	12	12	12	18	18	18

Т а б л и ц а 111.28

Расход СВ и шпуров на основное взрывание
(на 1000 м³ породы)

Статья расхода	При высоте уступов, м						
	3	4	5	6	10	15	20
ЭД, шт	45	36	18	11	4,6	1,4	0,6
Электропроводов, м	580	520	400	270	97	42	24
ДШ, м	290	210	200	140	50	20	12
Шпуров, м	145	78	50	34	12,1	5,3	3

Камерные заряды рассчитывают по формуле

$$Q = qWem,$$

где $q_{\text{зж}}$ — коэффициент зажима; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³;

Угол откоса уступа, градус	56	60	70	80	90			
Коэффициент зажима $K_{\text{зж}}$	1,01	1,02	1,1	1,16	1,3			
Поправка к л. н. с. (2 — $Y^{\wedge}x$)	1,0	0,99	0,98	0,95	0,91			
Категория пород по ЕНиР—69	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Удельный расход ВВ q , кг/м ³	0,43	0,48	0,58	0,65	0,73	0,78	0,85	1,05

W — л. н. е., м; e — коэффициент работоспособности ВВ (см. табл. III.6); t принимается в зависимости от требуемой степени дробления

Рис. 111.19. Одноярусное расположение камерных зарядов (двухрядное)

в пределах 0,8—1,4. Относительное значение л. н. с. принимают от 0,5 до 0,95Я, что определяется объемом взрываеваемой породы, требуемой степенью дробления, напластованием породы и шириной ее развала (табл. 111.29—111.32).

Допустимое с. п. п. камерного заряда определяют по формуле

$$W = 0,9Я (2 - Y_{\sim\text{кзж}}) < m.$$

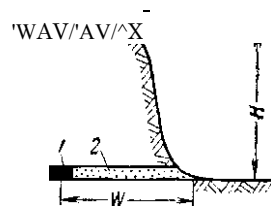


Рис. III.20. Схема взрывания методом малых камер: 1 — заряд ВВ; 2 — забойка

Расстояние между рядами камерных зарядов принимают не более 0,9H, между зарядами в ряду (втором и последующих) остается таким же, как и для первого ряда.

Величины зарядов во втором и последующих рядах увеличивают на 15—20% по сравнению с расчетными (табл. III.33).

Обычно удельный объем камер составляет 0,0003—0,0007 м³ (на 1 м³ взорванного массива) в зависимости от крепости пород.

Метод малых камерных зарядов (рис. 111.20) является разновидностью метода камерных зарядов. Сосредоточенные заряды помещают в донные части рукавов — в горизонтальные или наклонные выработки малого сечения и небольшой длины. Длина рукава не должна превышать 5 м и составляет, как правило, (0,5-н 0,85) H (табл. 111.34).

Основные расчетные параметры при рыхлении грунта
(аммонит № 6ЖВ)

Высота уступа, м	Длина выработки, м	Л. н. с., м	Расстояние между зарядами, м	Объем породы, обрушенной одним зарядом, м³	Категория крепости пород по ЕНиР—69						
					IV—V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
					Масса заряда, кг						
Ка м е р н ы е з а р я д ы з а л о ж е н ы ч е р е з ш у р ф											
6	6,2	5,10	6,1	187	41	48	56	65	73	83	90
7	7,2	5,95	7,1	298	62	78	91	102	116	129	143
8	8,3	6,80	8,2	444	96	188	134	155	174	193	212
9	9,3	7,65	9,2	630	137	165	191	220	246	274	300
10	10,3	8,50	10,2	867	189	226	262	302	340	377	415
Ка м е р н ы е з а р я д ы з а л о ж е н ы ч е р е з ш т о л ь н ю											
10	39,10	8,50	10,2	3 000	650	782	880	1 040	1 170	1 300	1 440
15	58,65	12,75	15,3	Ю 000	2 170	2 600	3 050	3 470	3 930	4 350	4 800
20	78,20	17,00	20,4	24 000	5 200	6 300	7 250	8 350	9 400	10 400	11 500
25	97,75	21,25	25,5	47 000	10 200	12 200	14 400	16 400	18 400	£0 400	22 400
30	117,30	25,50	30,6	82 000	17 800	21 300	25 000	28 600	32 100	36 000	38 000

Основные параметры расположения камерных зарядов

Показатели	В шурфах			В штольнях			
Высота уступа (длина выработки), м . . .	3	5	8	8	10	15	20
Л. и. е., м	2,4	4	6	6,4	8	12	16
Расстояние между зарядами, м	3	5	8	7,8	9,6	14,5	19,0
Удельный объем выработок (на 1 м³ взорванного массива), м³	0,15	0,05	0,21	0,02	0,012	0,006	0,003
Объем взрываемого массива, м³	20	100	380	760	1516	5260	12 160

Основные технико-экономические показатели камерных зарядов при расположении их в шурфах

Показатели	Категория крепости пород по ЕНиР—69						
	IV - V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Величина заряда, кг	5; 25; 95 *	5,5; 30; 105	6,5; 35; 120	7,6; 40; 145	9; 45; 170	9,7; 50; 185	12,5; 55; 210
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,25	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,55

* Три цифры для высот уступа соответственно 3; 5 и 8 м

Рукава проводят с применением буровзрывных работ или без них обычно в мягких прослойках. Для создания камеры обычно простреливают пробуренные шпуры диаметром

где D — плотность заряжения, кг/дм^3 ; $\xi_{\text{пр}}$ — коэффициент простреливаемости (см. табл. III.8); φ — диаметр рукава;

где W — расчетная л. н. с. рукава, м.

Основной заряд рассчитывают по формуле (III. I). Расстояние между зарядами выбирают в зависимости от величины требуемого размера кусков породы и принимают $(0,8+1,2) W$.

Т а б л и ц а III.32

Основные технико-экономические показатели
камерных зарядов при расположении их в штольях

Категория крепости пород по ЕНиР — 69	Масса двух зарядов, кг	Объем камер для двух зарядов, м^3	Расход ВВ на 1 м^3 взорванного массива, м^3	Категория крепости пород по ЕНиР—69	Масса двух зарядов, кг	Объем камер для двух зарядов, м^3	Расход ВВ на 1 м^3 взорванного массива, м^3
IV	184	0,25	0,24	VIII	280	0,35	0,36
	356	0,46	0,24		560	0,75	0,36
	1208	1,5	0,24		1900	2,4	0,36
	2870	3,6	0,24		4500	5,9	0,36
V	184	0,25	0,24	IX	340	0,4	0,36
	356	0,46	0,24		660	0,8	0,36
	1208	1,5	0,24		2260	2,8	0,42
	2870	3,6	0,24		5230	6,6	0,42
VI	210	0,25	0,26	X	370	0,45	0,42
	408	0,55	0,26		720	0,9	0,42
	1382	1,7	0,26		2420	3,0	0,47
	3280	4,3	0,26		5740	7,3	0,47
VII	240	0,3	0,3	XI	420	0,5	0,47
	460	0,65	0,3		820	1,0	0,47
	1554	1,9	0,3		2760	3,4	0,55
	3690	5,2	0,3		6560	8,0	0,55

Т а б л и ц а III.18

Расход аммонита № 6 ЖВ при дроблении горных пород
(кг на 100 м³)

		Категория крепости пород по ЕНиР—69						
£ С	взрывных работ	IV-V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
£ 5,8								
Камерные заряды заложены через Шурф								
6—10	Основное взрывание	21,7	26,0	30,5	34,6	39,0	43,5	48,0
6		6,9	8,2	10,4	15,2	18,4	19,7	23,4
7		5,1	6,1	7,8	11,5	13,3	16,5	17,6
8	Проходка	4,0	4,7	6,2	8,6	10,4	11,3	13,7
9	подготови-	3,1	3,7	4,9	6,9	8,3	9,0	10,9
10	тельных выработок	2,5	3,0	4,0	5,5	6,8	7,3	9,0
Камерные заряды заложены через штольню								
10-30	Основное взрывание	21,5	26,0	30,5	35,00	39,0	43,0	48,0
10		2,7	3,24	4,20	6,0	7,20	7,7	9,4
15		1,2	1,34	1,84	2,67	3,20"	3,46	4,23
20	Проходка	0,7	0,82	1,06	1,53	1,86	2,6	2,5
25	подготови-	0,43	0,52	0,68	1,0	1,20	1,3	1,62
30	тельных выработок	0,34	0,36	0,45	0,68	0,82	0,87	1,12

Т а б л и ц а III.34

Основные расчетные величины при дроблении
горных пород малокамерными зарядами

s	s	s	s	s	s	Масса основного Заряда (кг) в зависимости от категории крепости пород по ЕНиР—69				
						III—IV	V—VI	VII	VIII	IX
2	1,7	0,2x0,2	1,7	2,04	7	1,75	2,1	2,5	2,8	3,2
3	2,5	0,25X0,25	2,5	3,06	23	5,3	6,9	8,0	9,0	10,0
4	3,4	0,3X0,3	3,4	4,08	56	14	17	19	22	25
5	4,2	0,4X0,4	4,2	5,1	108	27	32	38	43	49
6	5,1	0,5X0,5	5,1	6,12	187	47	56	65	75	84

§ 14. Метод скважинных зарядов

Сущность метода скважинных зарядов заключается в том, что скальные породы дробят взрывом серии удлиненных зарядов ВВ в скважинах, пробуренных в массиве в один, два ряда и более.

Достоинства метода скважинных зарядов — возможность одновременного взрывания неограниченного количества горной массы, а также управления процессом и равномерностью дробления горных пород взрывом.

Взрывание скважинных зарядов на карьерах

Параметры скважинных зарядов (рис. III.21): диаметр скважины, высота уступа; линия наименьшего сопротивления (л. н. с.); расстояние между зарядами; перебур; величина и конструкция заряда. На

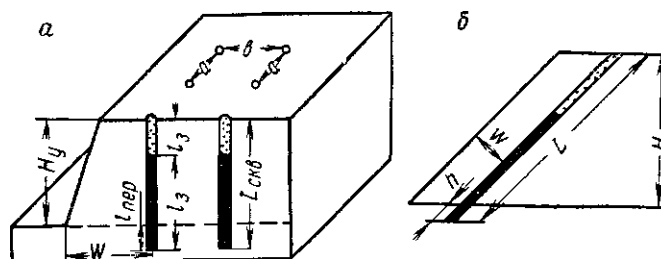


Рис. III.21. Метод скважинных зарядов:
а — вертикальных; б — наклонных

параметры скважинных зарядов значительное влияние оказывают физико-механические свойства горных пород, требования к качеству взрыва, способы взрывания (мгновенный, короткозамедленный, однорядный или многорядный), а также условия взрывания (зажатая среда или открытая поверхность).

Диаметр скважины является одним из основных параметров, который наряду с качеством взрыва определяет технико-экономические показатели буровзрывных работ на карьерах (табл. II.13-5). Внедрение многорядного к. з. в. в зажатой среде показало, что при скважинах большого диаметра можно получить заданную степень дробления, а для некоторых пород — более интенсивное дробление.

Увеличение диаметра заряда приводит к увеличению выхода негабарита, в то же время увеличивает выход горной массы с 1 м скважины (см. табл. III.35). Однако в условиях гранитных карьеров применением вспомогательных скважин можно уменьшить выход негабарита.

Т а б л и ц а III.35

Влияние диаметра скважин на технико-экономические
показатели буровзрывных работ

Показатели	Диаметр скважин, мм			
	180—220	350—450	160	230
	ЮГОК		Редут- ский *	Мало- кахов- ский *
Л. н. с., м:				
при высоте уступа 15 м	—	10—13		
при высоте уступа 14 м	—	—	5—6	7—8
Расстояние между скважи- нами и рядами скважин, м	4—6	8—9,5	4	5ч-5,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,8	0,72	—	—
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	20—26	50—55	15	28
Затраты на буровзрывные ра- боты, руб. на 1 м ³ горной массы	0,76	0,21	—	—
Максимальный размер ку- ска, м	—	—	0,7	0,7
Выход негабарита, %:				
по I горизонту	—	—	21	25
по II горизонту	—	—	13	18
Сменная производительность бурового станка, м	—	—	20—24	30—34

* Кременчугские гранитные карьеры.

Технико-экономические показатели буровзрывных работ
с укороченными вспомогательными скважинами
(при высоте уступа 14 м, глубине скважин основных
15,5 м, л. п. с. 7—8 м, величине основного заряда 280 кг)

	С укороченными скважинами (данные по трем взрывам)	Только скважин большого диаметра
Глубина вспомогательных скважин, м	G	
Расстояние между сква- жинами, м	5,5-6	
Расстояние между ряда- ми основных скважин, м	5 - 6	
Расстояние между основ- ными и вспомога- тельными скважинами, м		
Масса заряда в короткой скважине, кг	60	
Общий выход горной мас- сы с 1 м скважины, м ³	29- 31	27
Выход негабарита, %	•10,5	18

Выбор высоты уступа. Выбор высоты уступа определяется параметрами горного оборудования и принимается равным 10—15 м. С увеличением высоты уступа увеличивается период действия взрыва на среду, что способствует более интенсивному ее дроблению.

При увеличении высоты взрываемого уступа до 35 м значительно улучшается интенсивность дробления и повышаются технико-экономические показатели буровзрывных работ. Горную массу отрабатывают послойным методом (табл. III.36 и III.37). Высокие уступы при взры-

Т а б л и ц а III.36

Сравнение технико-экономических показателей буровзрывных работ на ГОКах Кривбагеа при взрывании в породах с $f = 8-5-12$

Показатели	При $H = 10-15$ м			При $H = 24-38$ м		
	КЦГОК	ЮГОК	ИнГОК	КЦГОК	ЮГОК	ИнГОК
Выход горной массы с 1 м скажкны, м ³	34,0	54,5	53,0	60,0	67,5	88,0
Удельный расход бурения, мм ³	0,0227	0,0183	0,0188	0,0166	0,0148	0,0113
Стоимость бурения 1 м скважины, руб.	71	13,0	14,57	7,1	13,0	14,57
Стоимость 1 м ³ горной массы (руб.) по статье:						
бурение	0,161	0,237	0,237	0,117	0,192	0,164
взрывание	0,155	0,132	0,152	0,135	0,140	0,112
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,62	0,53	0,61	0,54	0,56	0,45
Стоимость 1 кг ВВ, руб.	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Полная стоимость горной массы, руб.	0,316	0,369	0,425	0,252	0,332	0,276
Экономия от применения высоких уступов:						
руб	—	—	—	0,064	0,037	0,149
%	—	—	—	22	10	35

Т а б л и ц а III.37

Гранулометрический состав взорванной горной массы (%) (на карьере ЮГОКа в породах с $f = 10+14$)

Высота уступа	Фракции дробления, мм						
	Менее 200	201—300	301—400	401—500	501—600	601—700	Более 700
15 м	79,4	2,66	2,65	3,03	2,8	4,64	4,82
25+30 м	85,3	2,2	2,8	2,6	1,6	1,9	3,9

Таблица III. 18

Рекомендуемые величины перебура
(по данным М. Ф. Друкованого)

Порода	В 1-м ряду, м	В после- дующих рядах, м	Во врубном ряду, м	В 1-м ряду с завы- шенным с. п. п., м
Карьеры по добыче флюсовых материалов				
Легковзрываемые известняки с мощностью напластования отдельных пачек до 0,4 м, $f = 6-10$	1,5—2	2,0—2,5	2,5—3,0	2,5—3,0
Отметка горизонта проходит по контакту легкодробимых и труднодробимых пород	1,0—1,5	1,0—1,5	2,0	2,0
Труднодробимые известняки и доломиты, $f = 6-10$, мощность напластования пластов более 0,7 м	2,5—3,0	3,0—3,5	3,5	3,5
Труднодробимые известняки ($f = 6-10$, мощность пластов более 0,7 м и выходят выше отметки горизонта, а над ними — легкодробимые известняки)	3,0—4	4	4	4
Карьеры по добыче железной руды				
Легкодробимые окисленные железистые кварциты, мелкотрешиноватые сланцы и другие породы		2	2	2
Неокисленные железистые кварциты и руды с мощностью напластования нижних пачек более 0,7 м		3	3—3,5	3
В гранитах, когда линия контакта пластов совпадает с отметкой горизонтов, при диаметре долота:				
200 мм	1,0	1,0	1,0	1,0
106 мм	0,5	0,5	0,5	0,5
В труднодробимых гранитах при диаметре долота:				
200 мм	2	2,5—3	3	3
106 мм	1,0—1,5	1,5	1,5	1,5

вании пород с $\gamma = 8-12$ применяют на карьерах черной и цветной металлургии, флюсовой промышленности и промышленности строительных материалов.

Величины перебутов принимают в зависимости от горно-геологических условий (табл. 111.38).

Выбор и расчет сетки скважин. Расположение скважин (см. рис. 111.21) при определенном с. п. п. может быть охарактеризовано коэффициентом сближения зарядов $m = a/W$ (табл. 111.39). С. п. п. определяется по формуле С. А. Давыдова

$$W = 53 M \sqrt{K/V}$$

где K — коэффициент трещиноватости горных пород ($K = 1,0-1,2$); d — диаметр скважины, мм; D — плотность заряжения, кг/мм³; γ — объемный вес породы, кг/мм³.

При расчете параметров буровзрывных работ при $\gamma = 20-25$ м линию с. п. п. можно рассчитывать также по формуле «Технических правил ведения буровзрывных работ на дневной поверхности»

$$W = \sqrt[3]{\frac{Q}{\gamma}} \cdot \sqrt[3]{\frac{1}{m}} \cdot \sqrt[3]{\frac{1}{p}} \cdot \sqrt[3]{\frac{1}{m}}$$

где p — количество ВВ, размещающееся в 1 м скважины, кг, $p = 7,85 \cdot \frac{Q}{d^2}$; d — фактический диаметр скважины, мм; D — плотность заряжения, кг/мм³; q — фактический расход ВВ, кг/м³; γ — высота уступа, м; L — глубина скважины, м.

Параметры буровзрывных работ при изменении диаметра скважин при огневом бурении на карьере ЮГОКа принимают дифференцированно (табл. 111.40). Коэффициент сближения зарядов следует прини-

Т а б л и ц а 111.39

Влияние коэффициента m на технико-экономические показатели буровзрывных работ (по данным М. Ф. Друкованого для карьеров Докучаевского ФДК)

Показатели	Коэффициент сближения зарядов						
	0,6	0,6	0,8	0,9	0,9	1,0	1,0
Высота уступа, м . . .	14,0	13,6	13,8	14,0	15,0	15,0	М
Линия с. п. п., м . . .	10,3	10,4	9,1	9,6	9,8	9,5	9,5
Расстояние между скважинами, м . . .	6,5	6,7	7,0	8,5	8,6	9,5	9,6
Длина перебура, м	3,4	2,9	2,5	2,7	2,0	2,2	2,1
Удельный расход ВВ, г/м ³	348	348	344	300	328	340	320
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	53	60	62	70	69	74	73
Выход негабарита, %	7,6	16,0	7,3	4,0	5,0	3,2	3,0

Технико-экономические показатели буровзрывных

Показатели	ЮГОК	СевГОК	НКГОК	КЦГОК
Коэффициент крепости, / Характеристика пород по взрываемости	8—20	8-18	8—20	8—18
	Трудновзрываемые			Легко- взрывае мые
Объемный вес руды и поро- ды, т/м ³	3,3—3,4	2,4—3,5	2,82— 3,36	2,7—3,3
С. п. п., м	11—12	8—12	8-11	10
Расстояние между скважи- нами, м	6,5—8,5	7	6—7,5	7
Расстояние между рядами скважин, м	6,5—8,5	7	6—7,5	6
Высота уступа, м	15—28	10—12—30	12—15	15—35
Перебур, м	2—3,5	2—2,5	3—3,5	3
Величина забойки, т/м ³ . . .	5,5—6	—	5-6	4
Масса заряда в скважине, кг	680—800	480—600	680—720	200—400
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,7—0,8	0,65— 0,85	0,6— 0,75	0,65- 0,85
Число одновременно взры- ваемых скважин	100—1500	До 400	200—300	До 200
Объем одновременно взры- ваемой породы, тыс. м ³	100—1100	200—300	400—500	200
Выход негабарита, %	0,05	0,55	0,15	0,15

мать при мгновенном инициировании зарядов 1,0, а при к. з. в. зарядов 1,2—1,5. Расстояние между рядами при многорядном к. з. в. принимают $b = a$.

Основные параметры буровзрывных работ на ряде карьеров страны приведены в табл. III.41, III.42.

Технико-экономические показатели буровзрывных работ на карьере ЮГОКа

Средняя крепость пород	16,8	18,5
Число взрывов в год	49	26
Объем горной массы на один взрыв, тыс. м ³	303,3	867,3
Среднее число рядов скважин во взры- ве	3—6	3—11
Средний удельный расход ВВ, кг/м ³	0,710	0,693
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	51,2	51,4
Выход негабарита, %	0,164	0,05

Т а б л и ц а III. 43

основных железорудных карьеров

ИнГОК	Соколов-ско-Сар-байский ГОК	Качка-нарский ГОК	Ковдорский ГОК	Азербай-джанский ГОК	Олене-горский ГОК
8—20	6—18	6—15	6—12	10—14	11—16
Легко-, средне- и трудно-взрываемые		Трудно-взрываемые	Средне-взрываемые	Легко-, средне- и трудно-взрываемые	
2,95—3,35	3,7—3,9	2,7—3,25	2,3—3,75	2,7—3,8	2,2—3,6
10-12	5—8	8—13	8	8—12	8—15
8	6—7	6,5—10	6,5—8	6—7	6-8
8	5,5—6,0	5,5—9,5	6,5-8	6—7	7-9
12—24	10—14	10—15	12	10—15	12
2-3	2-3	2-3	2,0	1,5-2,0	2,5—3,0
6-8	5—7	4,5—8	6	5-8	6—7
400—800	150—320	150—350	240—400	200—300	400—440
0,75—0,9	0,65—0,7	0,8—0,85	0,46	0,36—0,45	0,66
400—600	60—200	200—700	50—300	50—150	300—700
170—200	150—200	100—150	20—300	10—40	100—150
0,45	1,2—1,7	2,5—3,0	1,5—20	7-15	4,8

Выбор условий взрывания. Метод взрывания в зажатой среде (рис. III.22) имеет несколько вариантов, различающихся расположением открытых поверхностей, характером подпорной стенки и последовательностью взрывания отдельных зарядов.

Рациональную ширину подпорной стенки рекомендуется определять по формуле

$$B = W (\quad - 1) , \quad \text{м}, \quad (\text{III.12})$$

где λ —коэффициент разрыхления породы; W —л. н. е., м; K — $= 0,04 \cdot 10^2$ —коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы; q —удельный расход ВВ, кг/м³; E_0 —удельная энергия ВВ, кгс-м/м²; E —модуль Упругости породы, кгс/см²; $[a]$ —предел прочности породы на сжатие, кгс/см².

Ширина подпорной стенки, определенная по формуле (III.12), для условий флюсовых карьеров Донбасса находится в пределах 10—

Т а б л и ц а III. 43

Оптимальные параметры скважинных зарядов
на гранитных карьерах при многорядном к. з. в.
(по данным Н. И. Зуба)

Показатели	Диаметр скважин, мм			
	40	60	100	150
Сетка скважин, м	1,5X 1,5	2X2	3X3	4,3X4,3
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,5	0,53	0,79	0,78
Вместимость 1 м скважи- ны, кг	1,13	2,54	7,1	15,8
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	2,25	4	9	18,5

12 м, а для железорудных карьеров Кривбасса — 20—25 м. Ширина подпорной стенки взаимосвязана с шириной развала горной массы после взрыва (табл. III.43), определяющей технологию горных работ.

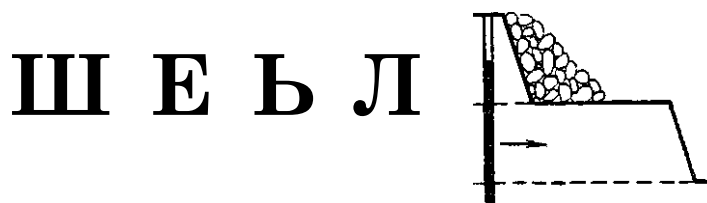


Рис. III.22. Взрывание в зажатой среде:
а — зажим достигается за счет соединения зарядов; б — при наличии подпорной стенки; в — за счет навала взорванной горной массы и целика массива

Ширина развала горной массы при наличии подпорной стенки и взрывании в зажатой среде

$$l = \frac{L_0^3}{a^2} \cdot \frac{(t \cdot F + i \cdot a)}{(g \cdot F + x)} \quad \text{м,}$$

где x — оптимальная величина подпорной стенки, м; a — минимальная ширина подпорной стенки, при которой развал горной массы отсутствует (определяется опытным путем), м; l — коэффициент разрыхления породы; L_0 — ширина развала горной массы при взрывании на подобранный забой при прочих равных условиях, м.

Выбор схем соединения зарядов. Механизм разрушения горных пород при взрыве предопределяется характером взаимодействия зарядов — длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, их направленностью, ориентацией, направлением перемещения и кон-

Т а б л и ц а П И. 43

Зависимость ширины развала горной массы
от величины подпорной стенки
(по данным М. Ф. Друкованого)

пород и удельный расход ВВ	Ширина подпорной стенки, м						
	10	15	20	25	30	35	40
f= 17+20; <7= 0,7+0,95 кг/м ³	31	27	20	15	10	5	0
f = 13+17; q= 0,5+0,8 кг/м ³	27	21	13	5	0		
/ = 8+13; q = 0,3+0,6 кг/м ³	15	11	0				

фигурацией фронта отбойки горных пород. Эти факторы создают сложную картину напряженности массива и возможность соударения кусков породы в процессе их движения, что способствует повышению использования энергии взрыва на дробление пород. Определенная последовательность взрывания зарядов достигается применением соответствующей схемы соединения зарядов.

Наиболее достоверными отличительными признаками схем различных групп (табл. 111.44) являются ориентация, направление перемещения и конфигурация фронта отбойки горных пород. Эти факторы в достаточной степени характеризуют особенности каждой схемы и взаимодействие зарядов.

Эффективность каждой схемы соединения зарядов зависит от замедления между группами зарядов и соответствия ее условиям применения. Вследствие большого разнообразия условий на карьерах, а также различных требований, предъявляемых к качеству дробления и параметрам развала, не представляется возможным стандартизировать схемы соединения зарядов, тем более что на карьерах проектную документацию составляют на каждый массовый взрыв в отдельности. Однако предложенная классификация позволяет ориентировочно выбрать схему взрывания, наиболее соответствующую заданным условиям. С учетом особенностей взрываемого блока схемы корректируют в процессе составления документации на массовый взрыв.

Ориентировочно время замедления, обеспечивающее интенсивное дробление и минимальный выброс горной массы на борт уступа, следует принимать по табл. ПИ.45, а в дальнейшем корректировать применительно к местным условиям.

Наиболее рациональны комбинированные схемы взрывания (IX группа): при взрывании блоков большой протяженности, как правило, имеется несколько участков, представленных породами различных свойств, с различной степенью подобранности откоса уступа и т. д.

Конструкция заряда. На карьерах в обводненных условиях изменяют сплошную конструкцию заряда при длине забойки 4—7 м. В сухих забоях Н. В. Мельниковым и Л. Н. Марченко предложено применять рассредоточенные заряды с воздушными промежутками. При взрывании зарядов с воздушными промежутками взаимодействуют взрывные волны отдельных зарядов в скважине, снижается начальное пиковое давление в скважине и происходит запыление газов нижнего Р₂Да, что способствует более интенсивному дроблению горной массы.

Т а б л и ц а III.43

Классификация схем соединения зарядов
(по данным М. Ф. Друкованого и И. Н. Усика)

Группы схем		Варианты схем		Условия применения
№ группы	Наименование группы	Индекс	Вариант	
I	Порядные	А	Сплошными рядами:	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы:
			при однорядном мгновенном взрывании (рис. 111.23, а)	1 один ряд скважин
			при шахматной сетке (рис. II.1.23, б)	2 - 3 два-три ряда скважин
			при квадратной сетке (рис. III.23, в)	2 более трех рядов скважин
		Б	Двусторонняя (рис. 111.23, г)	2 четыре-пять рядов скважин и больше, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		В	Секционная (рис. III.23, д)	2—3 То же, но при значительной протяженности взрываемого блока
II	Порядные врубовые	А	Секционная с однорядным врубом (рис. III.24, а)	2—3 Фронтальный или траншейный забой, подобранный и неподобранный откос уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости, необходимо уменьшить развал
		Б	Секционная с двухрядным врубом (рис. III.24, б)	2—3 То же, но не менее четырех рядов скважин

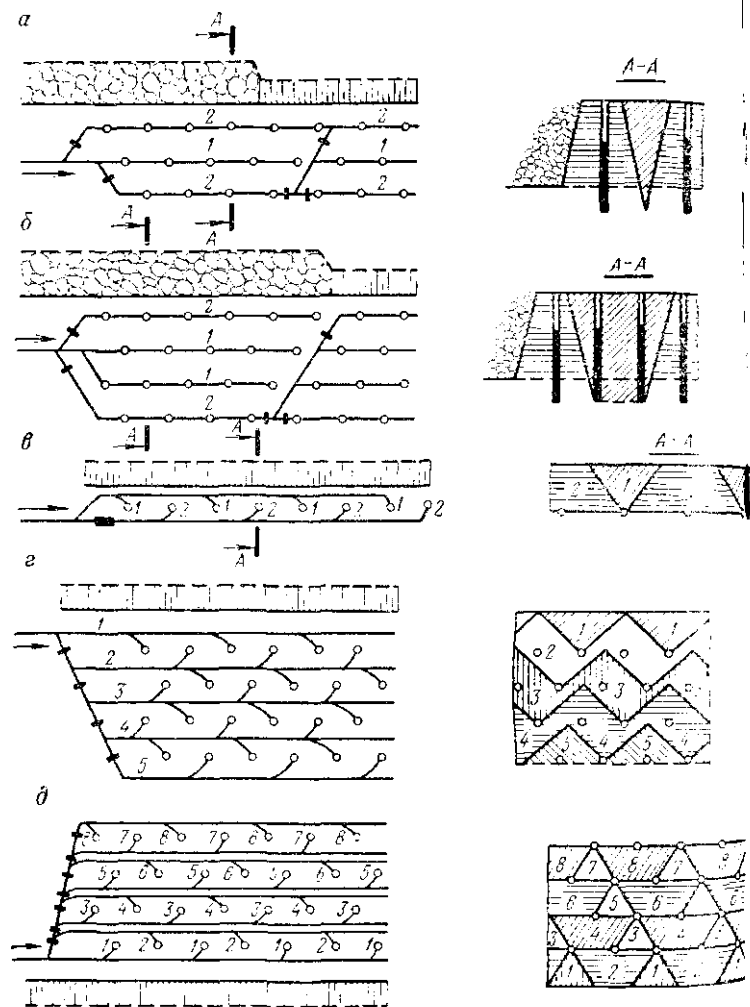


Рис. III.24. Порядные врубные схемы соединения зарядов

Продолжение табл. 111.4-1

Группы схем		Варианты схем		o j S a и M " 3 o 5 - h h = г й а	Условия применения
1 № группы	Наименование группы	o a Я	Вариант		
III	Порядные через скважину	A	Однорядная (рис. 111.24, 8)	2	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, горные породы средней и ниже средней крепости, однородные по свойствам, необходимо уменьшить развал, ограничение по сейсмическому действию взрыва, один ряд скважин
		B	Продольными рядами (рис. III.24, з)	3 - 4	То же, но при большом числе рядов скважин
		B	Продольными рядами с обособленными магистральями (рис. 111.24, д)	4	То же, но при более сложном строении массива горных пород
IV	Поперечными рядами	A	С однорядными врубами (рис. III.25, а)	2	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней крепости, необходимо уменьшить развал
		B	С двухрядным врубом (рис. III.25, б)	1—2	То же, но при более сложном строении массива горных пород
		B	Последовательными рядами (рис. III.25, е)	3—4	То же, но при меньшей протяженности взрываемого блока и обнажении откоса уступа на фланге

Продолжение табл. III.44

Группы схем		Варианты схем		Условия применения
3 с и	Наименование группы	Вариант	i-н: S'g c x'q;	
Диагональные		С клиновым врубом (рис. III.20, а): фланговым центральным	2—3	Фронтальный забой; подобранный и неподобранный откосы уступа породы со сложным геологическим строением: трудно взрываемые, не менее четырех рядов скважин, необходимо уменьшить развал, ограничение по сейсмическому действию взрыва
		С трапецевидным врубом: фланговым (рис. III.26, а) центральным (рис. III.26, б)	2—3	То же, но в более трудновзрываемых породах
		Диагонально-клиновые: простая клиновая (рис. III.26, в) клиновая с оконтуривающим звеном (рис. III.26, г)		Траншейные забои, породы однородных свойств, средней и ниже средней крепости, необходимо сохранять сплошность массива в бортах траншей
		Диагональными рядами и последовательным врубом (рис. III.26, г)		Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откос уступа, породы средней и ниже средней крепости, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, ограничение по сейсмическому действию взрыва

Продолжение табл. 111.44

Группы схем

Варианты схем

Наименование группы	Г О К	Вариант	Р 5 ^ z	Условия, применения

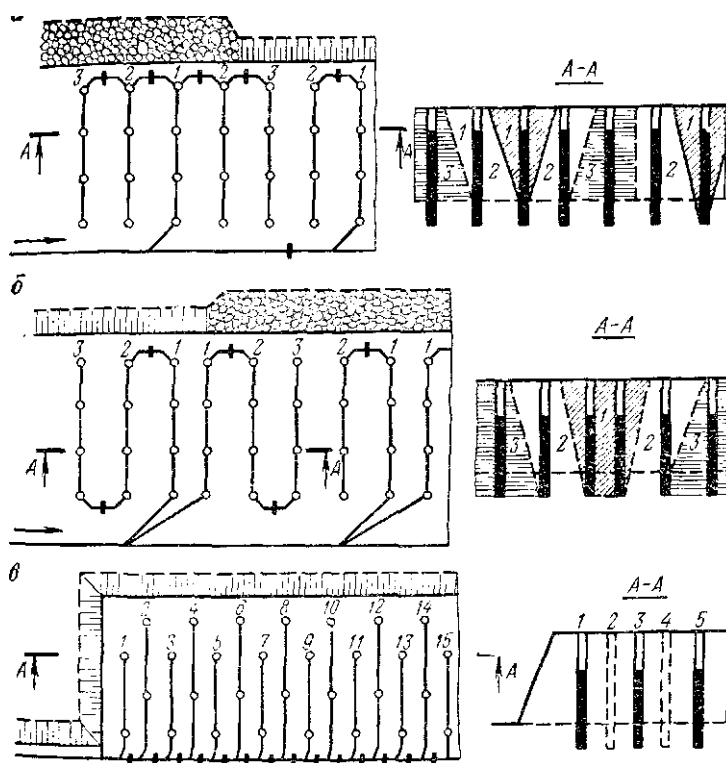


Рис. 111.25. Схемы соединения зарядов при поперечном взрывании рядов

VI	Диагонально-волновые	A	С прямыми опережающим врубом (рис. III.27, а)	2-Я	Траншейные забои значительной ширины, трудновзрываемые породы, необходимо сохранять сплошность массива в бортах траншей
----	----------------------	---	---	-----	---

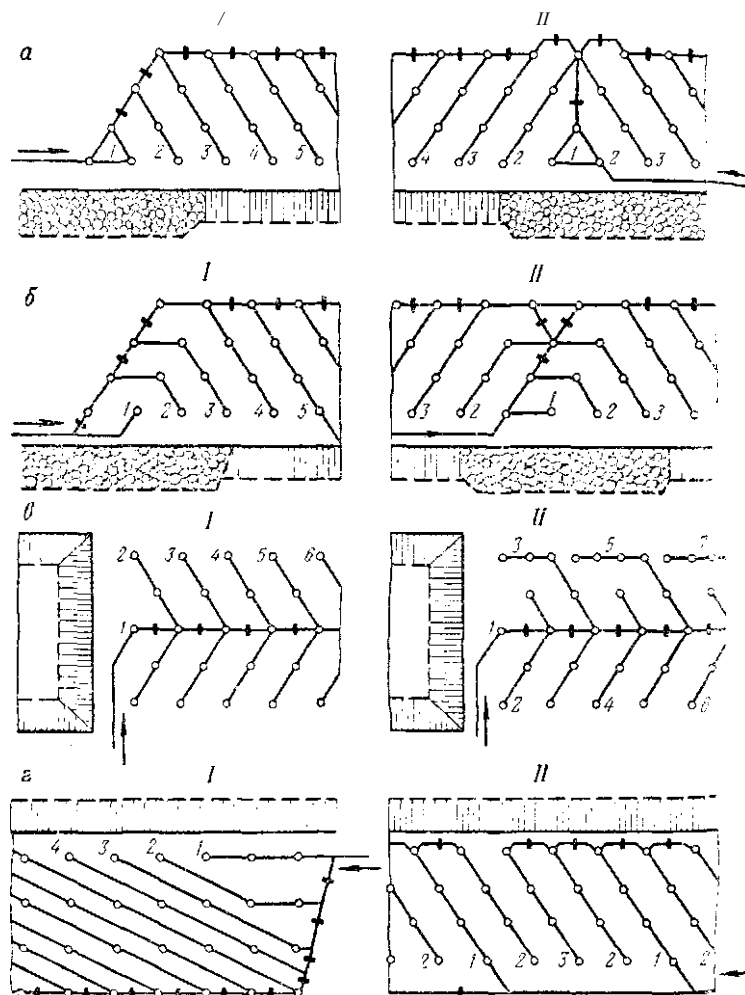
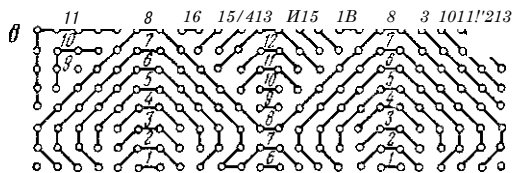
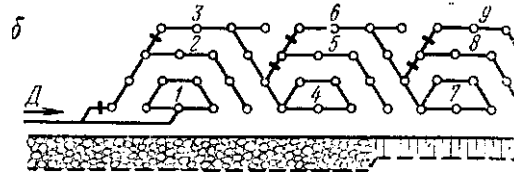
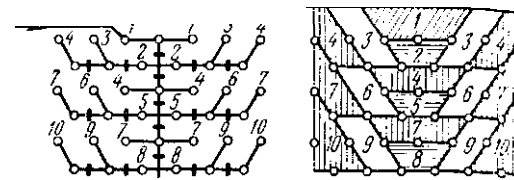


Рис. III.26. Диагональные схемы соединения зарядов

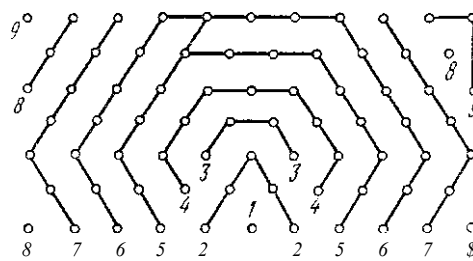
Продолжение табл. 111.4-1

Группы схем		Варианты схем		Условия применения	
Наименование группы		Вариант		= I	
VI	Диагонально-волновые	Б	С трапецевидными врубами (рис. III.27, б)	V—3	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы со сложной структурой, не менее четырех рядов скважин
			С объемными врубами (рис. III.27, в)	2—3	То же, по при значительном числе рядов скважин
		Г	С концентрирующим врубом (рис. III.27, г)	2—3	То же, по при небольшой протяженности блока
		Д	С ломаным фронтом отбойки: при отсутствии зажима на фланге (рис. III.27, д)		Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней крепости, не менее четырех рядов скважин
			при наличии зажима на фланге (рис. III.27, б)		То же
			С оконтуривающей группой за оядов (рис. III.27, е)	2 - 3	То же, по при необходимости сохранения сплошности массива за линией последнего ряда (при контурные взрывы!", не пенсе четырех рядов скважин
Ж	•	I	С щелевым опе-режающим врубом (рис. III.27, ж)	2—3	Траншейный забой, породы средней и ниже средней крепости, необходимо получать компактные!! развал, не менее четырех-пяти рядов скважин
			С опережающим врубом (рис. III.27, з)		То же, по при взрывании легкодробимых пород

-рЕј Последовательность разрушения массива



ч! 1 м м ч III; II •; I i 1



Г Ш Ш Т Ш Т П Ж Ш П Т П Ш Т Ш Ш Ж н Ш П Ш Е]

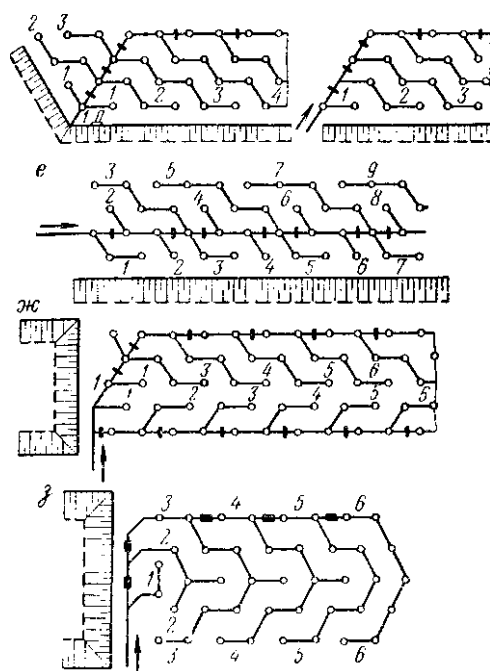


Рис. 111.27. Диагонально-волновые схемы соединения зарядов

Продолжение табл. II 1.44

Группы схем		Варианты схем		S 2.S « » c o K S 2 E я P h i III	Условия применения
и	Наименование группы	S	Вариант		
VII	Радиальные	A	Одпосекционная (рис. III.28, a)	2—3	Забои с неподобранным откосом уступа, весьма крепкие, трудно-взрываемые породы, необходимо направленно и концентрированно перемещать породы, расположение скважин — по концентрическим полуокружностям

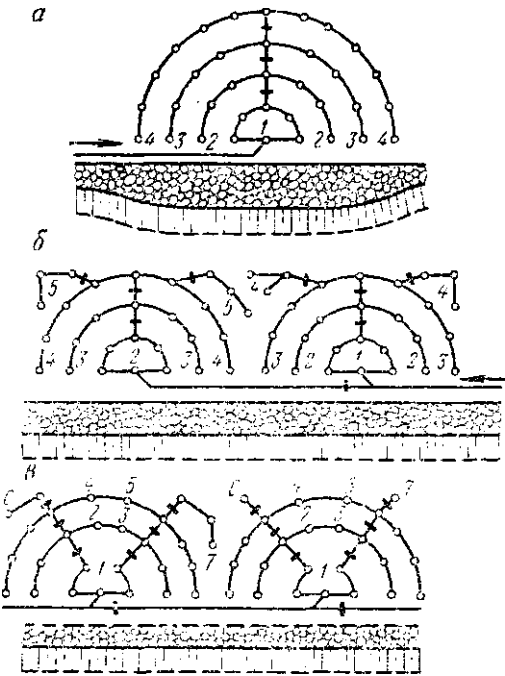


Рис. III.28. Радиальные сцепленные заряды

Продолжение табл. 111.4-1

Группы схем		Варианты схем		Краткость воз- действия заря- дов на массив	Условия применения
№ группы	Наименование группы	Индекс	Вариант		
VII	Волно- вые	Л I	Многосекцион- ная (рис. III.28, б)	2—3	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительная протяженность взрывае- мого блока, весьма креп- кие породы, не менее че- тырех рядов скважин, расположенных по кон- центрическим полуок- ружностям
			Секторная (рис. III.28, в)	2—3'	То же, но при ограни- чении сейсмического дей- ствия взрыва
			Экранирующая I (рис. 111.29, а)		Фронтальный забой, подобранный и неподоб- ранный откосы уступа, породы различной крепо- сти со сложным геологи- ческим строением, не ме- нее двух рядов скважин, необходим компактный развал, ограничение по сейсмическому действию взрыва
			Б i Развернутая (рис. III.29, б)	2—	То же, ко при подоб- ранном откосе уступа
			С переменным направлением взрывания групп зарядов (рис. III.29, в)	2—	Траншейный забой, весьма крепкие, трудно- взрываемые породы, сложное строение масси- ва, не менее пяти рядов скважин, ограничение по сейсмическому дей- ствию взрыва
			Двустюнная (рис. III.29, г)	2—4	Фронтальный забой, подобранный и неподоб- ранный откосы уступа, породы различной кре- пости, число рядов сква- жин не менее 7, ограни- чение по сейсмическому действию взрыва

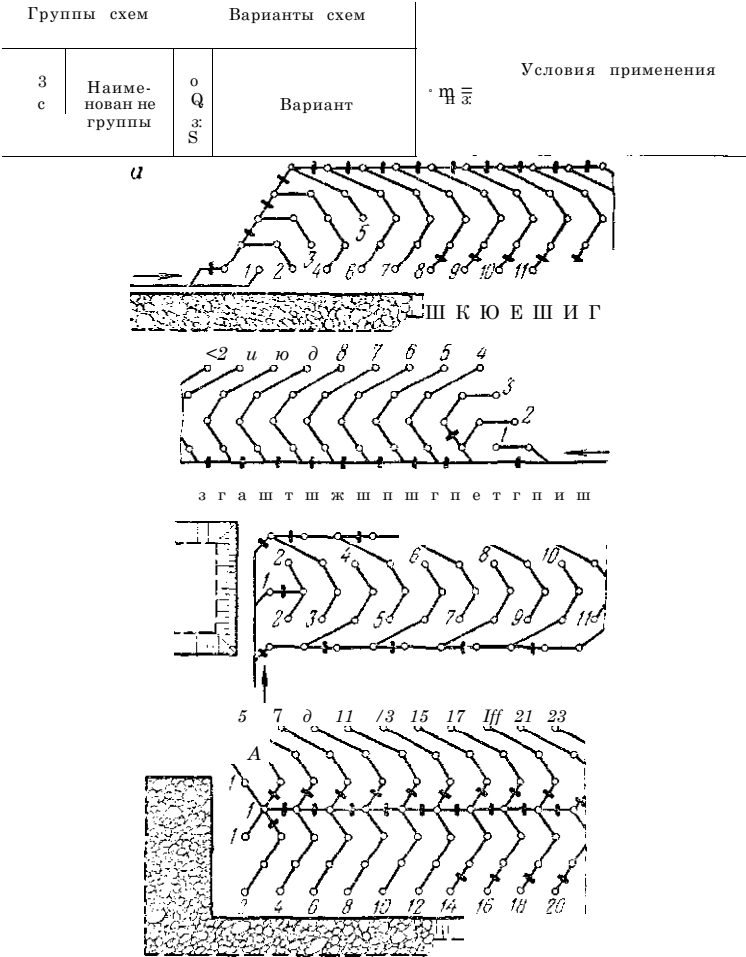


Рис. III.29. Волновые схемы соединения зарядов

IX	Комбинированные	А	Радиально-волновая (рис. III.30, а)	2—4	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, наличие участков пород с различными свойствами, не менее пяти рядов скважин

Продолжение табл. 111.44

Группы схем		Варианты схем		§ 5 те у	Условия применения
2 с % %	Наименование группы	· S	В а р и а н т		
		Б	Порядно-волновая (рис. 111.30, б)	2—4	То же, но при различном числе рядов скважин на отдельных участках
		В	Порядно-диагональная (рис. 111.30, в)	2—3	То же

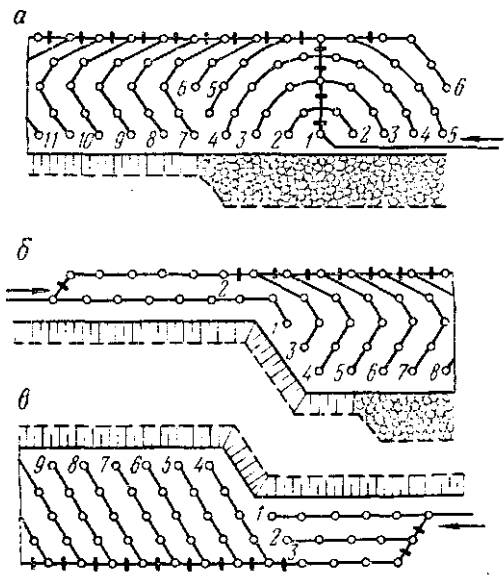


Рис. 111.30. Комбинированные схемы соединения зарядов

Зависимость времени замедления от физико-механических свойств горных пород и л. и. с.
(по данным М. Ф. Друкованого)

Породы	$\gamma_{\text{осг}}$ & c o ^ c o K c	Время замедления (мс) при л. п. е., м				
		1,5—3	3—4,5	4,5-6	6-8	8—10
Крепкие (магнетитовые роговики, граниты, перидотиты, габбро, диориты и др.) . . . ,	12—20	12—15	19—21	25—31	31—37	37—44
Средней крепости (трещиноватые роговики, доломиты, известняки, порфириды, песчаники и др.) . . .	14	19—21	25—31	31—37	37—40	43—50
Ниже средней крепости (магнегнты, гипсы, мергели, слабые известняки и др.)	4—8	25—31	31—37	37- 40	43—50	50—65

Выше дополнительного заряда величину забойки можно уменьшить до 1,5—2,0 м, что не ухудшает качество взрыва, но значительно снижает трудоемкость работ.

Технико-экономические показатели буровзрывных работ
при различных конструкциях зарядов
(по данным Л. Н. Марченко на примере Сокского
и Яблоновского карьеров)

	Сплошные	Рассредоточенные ВОЗДУШНОМ >АТКМ
Глубина скважин при вы- соте уступа 10—12 м, м	11 - 12	11 — 13
С. л. п., к	5,7—7,5	
Расстояние между сква- жинами, м	5.5—7	С-, 5—8,0
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,43—0,5S	С, 37-0,55
Выход горной массы с 1 м скважины, м	31—50	37—00
Ширина развала, м . .	32—45	30—50
Еыход нелабарита, %	10-18	2-14

Для лучшей подработки подошвы уступа в трудновзрываемых породах принимают комбинированные заряды; в нижней части скважины помещают высокобризантные ВВ с большой работоспособностью, а в верхней части — низкобризантные ВВ. Такую конструкцию широко

применяют в полубоводценных скважинах. При взрывании высоких уступов заряд рассредотачивают на три-четыре части.

С точки зрения использования энергии взрыва на дробление пород важное значение имеет расположение точки инициирования заряда, или направление детонации, что подтверждается данными НКГОКа (табл. III.46).

Т а б л и ц а III.46

Влияние направления детонации на технико-экономические показатели взрывов
(H = 15 м; $l_3 = 11$ м, а = Б = 8,5 м)

Показатели	Расположение точки инициирования			
	верхней части заряда	нижней части заряда	в центре заряда	с. п. с. ^ с. Б г
Расстояние от дна скважины до точки инициирования, м	9,5	1,5	5,5	1,5 '9,5
Выход негабарита, % . .	5,6	0,8	1,7	1,1

Изменение конструкции скважинного заряда представляет широкие возможности для управления процессом разрушения горных пород взрывом. В связи с этим скважинные заряды можно классифицировать в зависимости от факторов, определяющих временные и энергетические показатели взрывного импульса, на три группы.

Первая группа — заряды, в которых изменение временных характеристик взрывного импульса достигается изменением пространственного расположения скважин и рассредоточением зарядов в них: заряды вертикальных и наклонных скважин (рис. III.31, а, б), заряды, рассредоточенные инертными материалами (рис. III.31, в), воздушными промежутками (рис. III.31, г). Скважинные заряды этой группы наиболее широко применяют на карьерах.

Сплошной заряд в вертикальных скважинах рекомендуется применять при взрывании обводненных пород; крепких пород, требующих высокого удельного расхода ВВ, когда заряд занимает все выбуренное пространство; легкодробящихся трещиноватых пород, когда взрывом необходимо несколько сместить горные породы.

Вторая группа — заряды, в которых энергетические и силовые параметры импульса изменяют подбором типа ВВ, рационального положения детонатора и применением сближенных скважин: сплошной заряд (рис. II.1.31, е), в котором в нижней части размещено ВВ с большой энергией взрыва, зачастую это водостойчивые ВВ; сплошной или рассредоточенный заряд с нижним или двусторонним инициированием ВВ (рис. III.31, д) и сближенные скважины (рис. III.31, ж), заряды которых имеют значительную энергию взрыва за счет большого количества ВВ.

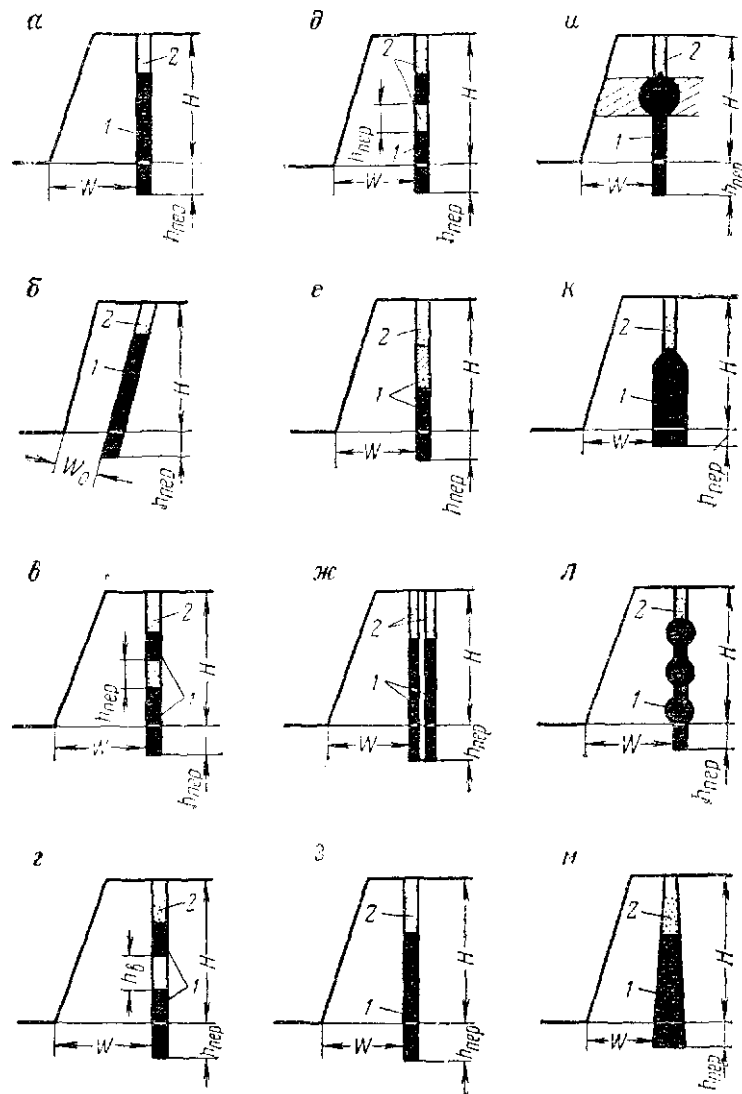


Рис. III.31. Основные конструкции скважинных зарядов для открытых работ:
1 — ВВ; 2 — заблочный (инертный) материал

Комбинированные заряды широко применяют на обводненных и слабообводненных карьерах. Их достоинство: сочетание водоустойчивости и увеличенного запаса энергии взрыва в нижней части уступа. При наличии необходимых типов ВВ их можно применять в большинстве типов пород.

Третья группа — заряды, в которых изменение энергетических и силовых параметров импульса достигается изменением формы зарядной полости: плоские скважинные заряды (рис. 111.31, з), скважинный заряд со сферическим котлом в области трюидодробимого пласта (рис. 111.31, и), котловой скважинный заряд цилиндрической формы (рис. 111.31, к), скважинный заряд с системой сферических котлов (рис. 111.31, л) и скважинный заряд конусообразной формы (рис. 111.31, м). Эти заряды позволяют в значительных пределах управлять дроблением горных пород, поэтому их широко применяют в промышленности.

Величина скважинного заряда

$$Q = qHaW, \text{ кг.}$$

Расходы ВМ и бурения при скважинном методе ведения взрывных работ с различными параметрами приведены в табл. 111.47—111.49.

Взрывание скважинными зарядами на подземных рудниках

При подземной добыче полезных ископаемых большое значение имеет качество дробления горных пород, оно оказывает определяющее влияние на производительность труда при добыче полезных ископаемых и на другие технико-экономические показатели горных предприятий (табл. 111.50, 111.51).

С помощью скважинных зарядов массовые взрывы выполняют при очистной выемке камер с послойной отбойкой и при обрушении потолочин на компенсационное пространство, а также временных целиков. Скважины бурят в массиве в основном параллельно и веером. Отбойку руды выполняют горизонтальными, вертикальными и наклонными слоями.

При вертикальных слоях с одного горизонта бурят восходящие веера скважин с двух выработок (рис. 111.32, а), с одной выработки (рис. 111.32, б) и с системы выработок (рис. 111.32, в). В одних случаях веера скважин располагают комбинированно: с двух выработок нижнего горизонта и одной верхней (рис. 111.33, а), с одной нижней и одной верхней (рис. 111.33, б), нижнее веерное, верхнее параллельное (рис. 111.33, в) и с четырех выработок (рис. 111.33, г); в других случаях — параллельно (рис. 111.34).

Горизонтальные слои отбивают при веерном и пучковом расположении скважин (рис. 111.35).

Выбор способа расположения скважин зависит от физико-механических свойств горных пород и принятой системы разработки.

Достоинства параллельного расположения скважин: относительная равномерность распределения ВВ во взрываемом массиве; широкий фронт работ для бурения и заряжания; простота разметки мест бурения скважин и меньшая вероятность их искривления. Недостатки: частая

Т а б л и ц а III.47

Расход ВМ и скважин (на 1000 м³ породы)

Вид расхода в зависимости от высоты уступа (м)	Категория крепости пород по ЕНиР—69						
	J V—V	VJ	VII	VIII	IX	X	XI
Скважин, м:							
5	55	65	73	85	95	105	114
10	38/23	45/27	54/34	60/37	70/42	80/48	85/50
15	38/17,5	41/21	48/27	55/29	60/33	64/33	75/43
20	34/135	38/16	43/21	52/22	57/25	61/25	70/33
Аммонита, кг:							
5; 10; 15; 20	250	300	350	400	450	500	550
ДШ, м:							
5	194	230	250	300	355	370	400
10	134/84	100/95	190/120	210/132	245/100	280/170	300/180
15	115/65	142/77	170/99	195/103	210/120	225/140	205/170
20	104/52	129/63	155/82	177/86	192/99	208/110	224/136
ЭД, шт.:							
5	40	47	54	62	70	75	85
10	16/8,3	19/9	21/12	23/13	28'15	28/17,2	32/18
15	8,5/4,2	10,5/4,5	12/6	14/0,5	15,5/7,4	10,5/8,5	19,5/9
20	5,0/2,1	5,5/2,3	6,0/3	7,0/3,2	7,8/3,7	8,6/4,3	9,5/4,6
Электропровода, м;							
5	205	260	280	340	380	410	450
10	160/95	180/100	215/134	240/150	280/180	320/190	340/200
15	130/75	160/80	190/106	210/120	235/140	255/160	300/180
20	104/60	129/65	155/84	171/96	192/111	211/130	247/143
П р и м	Для гкв;						

Т а б л и ц а III.48

Расход ВМ и скважин (на 1000 м³ породы)

п зависимости от высоты уступа (М)	Категория крепости пород по ЕНиР—69						
	J V—V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Скважин, м:							
10	16,3/17,8	18/19,5	21,4/24,4	23,1/25	25/27	26,7/31	28,7/32,3
15	12,2/13,5	14/15,3	16,8/19	18,3/20	20/22	21,4/24,6	23,1/27,7
20	9,4/10,0	10,8/11,3	13,0/14	14,3/15	15,7/10,2	16,7/18,4	18,0/20,5
25	7,3/7,8	8,4/8,9	10,0/11	11,0/11,7	12,1/12,7	12,9/14,3	13,8/16,0
30	5,5	6,4	8,2	9,0	9,9	10,6	11,4
Аммонита, кг:							
10, 13, 20, 23, 30	250	300	350	400	450	500	550
ДШ, м:							
10	59/04	64/70	77/88	84/98	90/112	96/118	105/123
15	44/49	50/35	60/68	67/73	72/72	78/89	82/98
20	33/38	38/41	45,6/51,7	50,2/55,8	53,7/55,4	58,1/69,4	61,0/76
25	25/30	28,5/32,7	34,2/40,9	37,8/43,2	40,4/43,0	43,0/50,5	45,8/55
ю OI	30	19	21,7	26,0	28,8	30,5	34,5

Продолжение табл. III.48

П р и м е ч а в и е. Для скважин диаметром 230 мм в числителе и 900 мм и знаменателе.

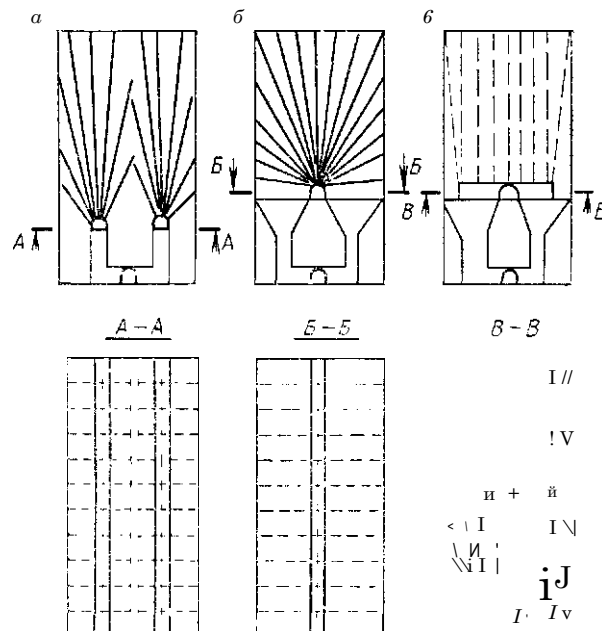
[illegible]

Т а б л и ц а Ш. 51

Себестоимость добычи руды по процессам при различном
проценте выхода негабарита (по данным Н. Г. Дубинина)

Выход негабарита, %	Отбойка		Выпуск, вторичное дробление, погрузка		Суммарная по очистной выемке		Относительная, %
	руб. /т	%	руб. /т	%	руб. /т	о;	
0	1,11	91,5	0,10	8,3	1,20	100	167
4,5	0,75	85,0	0,14	15	0,89	100	123
5 - Ю	0,58	77,7	0,17	22,7	0,75	100	104
10 - 15	0,46	64,0	0,26	36,0	0,72	100	100
15 - 20	0,43	56,0	0,24	44,0	0,76	100	105
20—95	0,38	48,1	0,41	51,9	0,78	100	108
25 - 30	0,33	39,6	0,50	60,4	0,82	100	114
30—40	0,29	33,0	0,59	67,0	0,88	100	122

передвижка бурового оборудования, что затрудняет применение высокопроизводительных шарошечных станков; увеличение объема нарезных работ для подготовки буровых камер; ослабление временных целиков из-за большой площади подсежки массива.



Рт. П.82. Расположение скважин в массиве при вертикальных слоях с восходящими веерами:
с — с двух ии;абогок; с> — с одно;!! -гырабо'l кп; в — с системы выраолок.

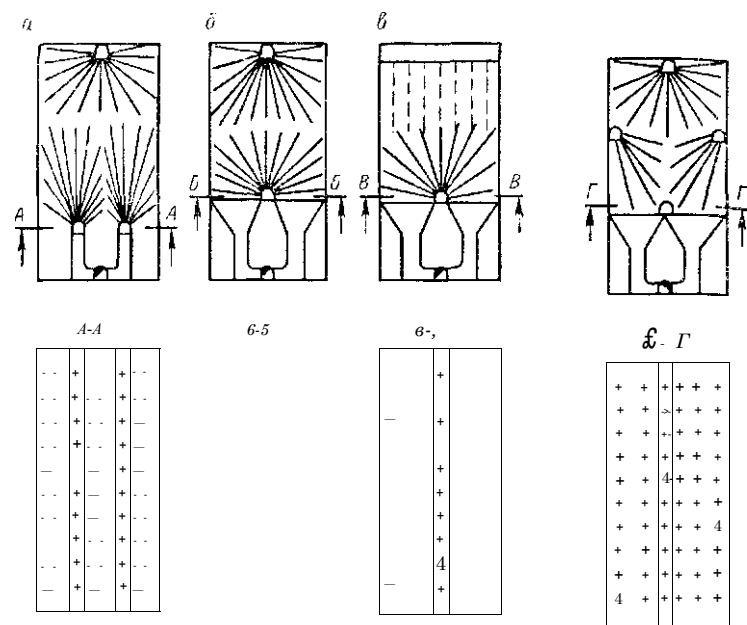


Рис. III.33. Комбинированный способ расположения вееров скважин:
а — с двух выработок нижнего горизонта и одной верхнего; б — с одной нижней и одной верхней выработок; в — нижнее веерное, верхнее — параллельное; г — с трех выработок

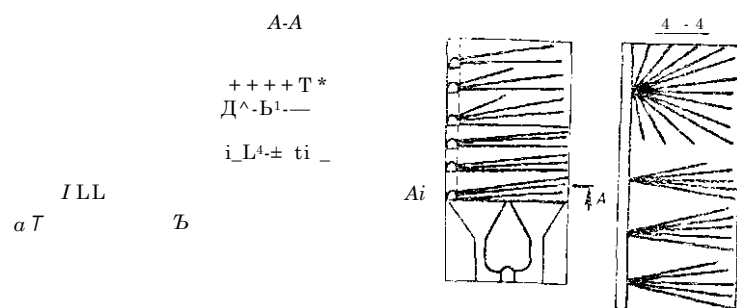


Рис. III.34. Вертикальные слои с нисходящими параллельными скважинами

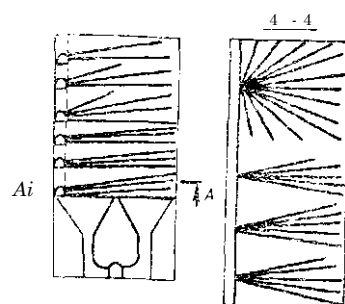
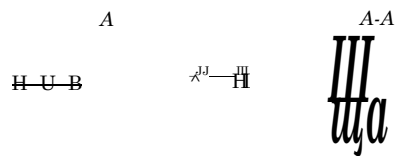


Рис. III.35. Горизонтальные слои с веерным и пучковым расположением скважин



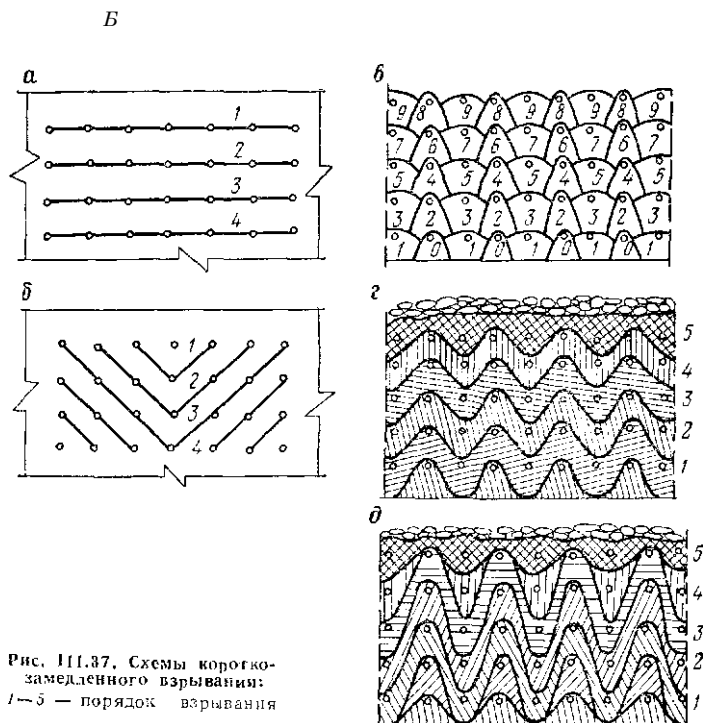
Т 1

п	п	п	п	п	п
о	о	о	о	о	о
q	Я	Я	q	4	А
"	"	"	"	"	"

"й" В u R u pulai



Рис. 111.36. Расположе-
ние рядов скважин при
взрывании временных
целиков:
1 — параллельное; б —
шахматное



Достоинства веерного расположения скважин: малый объем нарезных работ и высокая производительность бурения станков с одной точки. Недостатки: неравномерность распределения ВВ в массиве; увеличение общей длины бурения, иногда до 70%; малый фронт работ по бурению и заряданию скважин; относительная сложность разметки скважин, их искривление и плохая отбойка массива на границах блока.

При взрывании временных целиков скважины в массиве располагают параллельно и в шахматном порядке (рис. III.36). При взрывании целиков веерными скважинами шахматное расположение обеспечивает более равномерное дробление руд.

При очистной отбойке применяют следующие схемы к. з. п.: порядную (рис. III.37, а), клин (рис. III.37, б), «Кривбасс-1» (рис. III.37, в), «Кривбасс-2» (рис. III.37, г) и «Кривбасс-3» (рис. III.37, з).

Порядная схема наиболее проста при исполнении и соединении взрывной сети. Применение остальных схем взрывания хотя и сопряжено со сложностью соединений взрывной сети, улучшает качество дробления массива вследствие увеличения числа ступеней замедления в одной серии.

При отбойке руды вертикальными веерами наиболее эффективны схемы взрывания «Кривбасс-2» и «Кривбасс-3», которые обеспечивают длительное воздействие взрыва на разрушаемый массив.

Выбор диаметра скважины. Ш. И. Ибраевым предложена зависимость для определения оптимального диаметра скважин

$$\frac{U_n + 5/l}{70 \sqrt{f}}$$

где U_n — выход негабарита; f — коэффициент, учитывающий горно-технические условия, равен 0,1—2,5; l — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодякова.

Н. Г. Дубыниным установлено [33], что на выбор диаметра скважины влияют суммарная стоимость выемки и погрузки 1 м³ руды, принятая оптимальная кусковатость руды, горно-геологические факторы и величина зоны разрушения массива (табл. III.52, III.53). Рекомендован для отбойки в камерах диаметр скважин 105—80 мм, для отбойки руды при обрушении междуканальных целиков — 150 мм, для отбойки руды в тонких жилах — 40—60 мм.

Выбор л. н. с. Единичными кормами технологического проектирования горнорудных предприятий с подземным способом разработки рекомендуется следующая зависимость для определения л. н. с., предложенная Л. Н. Бароном,

$$W = d \sqrt{\frac{r_{\text{ВВ}} K_{\text{з}}}{Q_{\text{ВВ}}}}, \text{ м,}$$

где d — диаметр скважины, мм; $r_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ, кг/дм³; $K_{\text{з}}$ — коэффициент зарядания; $Q_{\text{ВВ}}$ — 0,7-т-1,3.

Ш. И. Ибраев предложил следующие зависимости для определения л. н. с.:

при диаметре скважин менее 80 мм

$$IV \quad 3,5 d (15 - a_c/l) \sqrt{e}$$

но
о
о
о
о

о
о

т--

о
о

а
а

я

о
о"

с
а

«

«

о

о

« т

5

о

г.

ж

>>

к
о.

о

о

о

о

Основные параметры
(по данным И.

Показатели	Гуды средней крепости. $f \cdot$			
Диаметр скважин, мм	46—59 1,2—1,6	C,0—80 1,9-2,8	100—130 2,5—5,0	150 3,5-5,2
Расстояние между скважинами, м	1,2—1,7	1,8—3,0	2,5—5,0	3,0—6,5
Длина скважин, м	10—15	8—20	18—45	20—50
Выход руды с 1 м скважины, т	5—7	15—20	20—70	25—75
Расход ВВ, кг/т:				
на огбойку	0,2—0,4	0,16— 0,28	0,1— 0,35	0,26— 0,57
на вторичное дробление	0,05— 0,16	0,05— 0,25	0,05— 0,6	0,06— 0,35
Выход негабарита, %	5—12	6—13	12—40	5—21

Примечание. Размер кондиционного куска принят 300—400 мм

при диаметре скважины Более 80 мм

$$\Gamma = (15 - a_c f)$$

где d — диаметр скважины, м; f — коэффициент, учитывающий местные горнотехнические условия (при $d < 80$ мм $a_c = 0,4 + 0,0$;

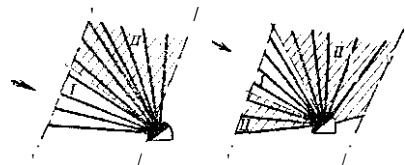


Рис. III.38. Веерное расположение скважин, направление которых совпадает с направлением действия горного давления (показано стрелками): I — II — порядок взрывания секторов

при 80 мм $a_c = 0,3-0,5$); e — коэффициент работоспособности ВВ (для аммонита $e = 0,9+1,0$; для детонита $e = 1,1+1,2$); D — плотность заряжения,

$$A = PVB^{\wedge}_z; \quad \kappa, = d//d \setminus$$

где d_z — диаметр заряда, м.

На эффект дробления горных пород при массовых взрывах в значительной степени влияет направление горного давления. В этом случае в первую очередь необходимо взрывать скважины, направление которых совпадает с направлением действия горного давления (рис. III.38).

В соляных и гипсовых шахтах при камерных системах основной уступ взрывают вертикальными нисходящими скважинами. При этом параметры зарядов принимаются в зависимости от диаметра скважины (табл. III.54).

Т а б л и ц а III.55

скважинной отбойки руд
Г. Дубынина)

Крепкие руды, f = 12+16				Очень крепкие руды, / = 16+18
46 1,2	60—80 1,5—2,6	100—130 2,0—4,0	150 2,5—4,0	100—130 1,8—3,1
1,5 До 15 5 - 6	1,5—2,0 6—10 6—12	2,0—4,5 15—48 16—50	3,0—3,5 20—35 16—40	1,7—3,6 20—46 15—36
0,3 0,13— 0,2 10-13	0,22— 0,62 0,12— 0,48 7—23	0,2—0,8 0,09— 0,9 5—45	0,3—0,6 0,2—0,4 7—20	0,24— 0,7 0,06— 0,49 7—25

Т а б л и ц а III.54

Параметры буровзрывных работ на соляных шахтах
(по данным В. А. Глявина)

Параметры	Диаметр скважины, мм						
	72		80 90		100	110	120
Д. н. е., м	2,0		2,2	2,4	2,5	2,7	2,9
Число скважин в ряду	6	6	5	5	5	5	4
Расстояние между скважинами, м . .	2,3	2,3	2,6	2,6	2,6	2,6	3,2
Число рядов	3	3	3	3	3	3	2
Ширина заходки, м	6,0	6,3	6,6	7,2	7,5	5,4	5,8
Общая масса ВВ, кг	960	1020	1060	1160	1200	880	940
Величина заряда в скважине, кг . .	54	57	71	78	80	88	117
Длина заряда в скважине, м	15,0	14,3	15,8	13,7	11,5	10,4	11,7
Длина забойки, м . .	1,5	1,5	2,0	2,0	2,0	2,5	2,5
Объем горной массы на взрыв, тыс. т	4,8	5,1	5,3	5,8	6,0	4,4	4,7

Глава X

ШПУРОВОЙ МЕТОД ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ШАХТАХ

Шпуровой метод ведения взрывных работ обеспечивает равномерное дробление разрушаемого массива и возможность применения легких бурильных машин.

§ 15. Классификация врубов

При проведении подземных горных выработок шпуры разделяют на врубовые, вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие (периферийные). Врубы можно разделить на три группы: 1) со шпурами,

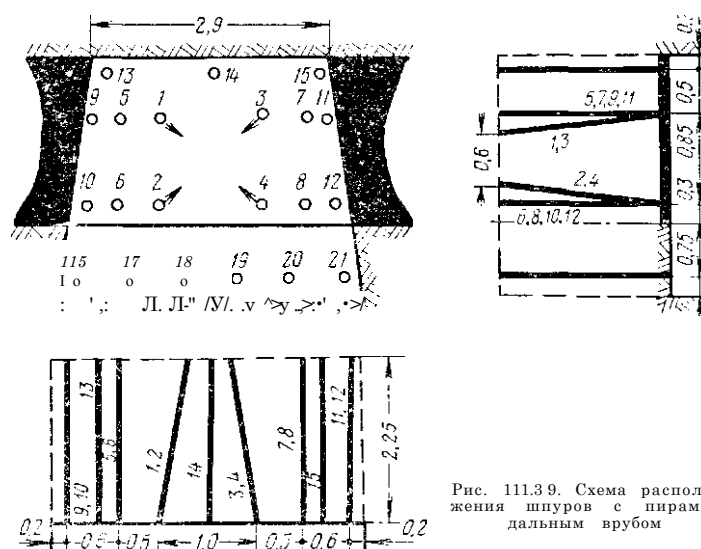


Рис. 111.3.9. Схема расположения шпуров с пирамидальным врубом

наклонными к оси выработки; 2) со шпурами, параллельными оси выработки; 3) состоящие из одного-двух котловых шпуров.

Врубы с наклонными шпурами имеют широкое применение, но глубина их заложения (глубина заходки) лимитируется сечением/выработкой. В зависимости от расположения шпуров врубы подразделяют на конические, пирамидальные, веерные и комбинированные.

Врубы со шпурами, параллельными оси выработки, позволяют практически любую глубину заложения комплекта шпуров (глубину заходки). Врубы этого типа делятся на призматические и щелевые.

Врубы с котловыми шпурами применяют редко, так как простреливание шпуров (для образования котлов) сопряжено с потерей времени на их простреливание и проветривание выработки.

Классификация врубов

Типы врубов	Условия применения и характеристика
Пирамидальный (рис. 111.39)	В крепких породах, в основном при проходке вертикальных стволов, и характеризуется большим разбросом породы. Число шпуров три—шесть. Рациональная глубина заходки 1,5—2,0 м. Длина врубовых шпуров 1,8—2,6 м, а угол наклона к плоскости забоя врубовых шпуров 65—75°
Вертикальный клиновой (рис. III.40, а)	Во всех подготовительных и капитальных выработках сечением не менее 6 м². В породах однородного строения при вертикальном направлении трещин или напластовании. Число врубовых шпуров, в зависимости от породы и необходимой величины врубовой щели, от двух до десяти. Врубовые шпуров необходимо бурить под углом 65—75° к плоскости забоя. Рациональная глубина заходки 1,5—2,2 м. Длина врубовых шпуров 1,8—2,6 м
Горизонтальный клиновой (рис. III.40, б)	Встречается очень редко. Рекомендуется применять в выработках сечением более 4 м² небольшой ширины при горизонтальном напластовании пород. Глубина заходки 1,5—2 м. Длина врубовых шпуров 1,8—2,6 м, угол наклона к плоскости забоя 65—75°
Верхний (рис. II.41, а)	Во всех подготовительных и капитальных выработках с поперечным сечением более 4 м² небольшой ширины в слоистых трещиноватых породах средней крепости при падении трещин и слоев от забоя. Рациональная глубина заходки 1,8—2 м. Длина врубовых шпуров 2—2,3 м, угол наклона к плоскости забоя 60—70°
Нижний (рис. 111.41, б)	Эффективен во всех подготовительных и капитальных выработках с поперечным сечением более 4 м² небольшой ширины в сложных и трещиноватых породах средней крепости при падении слоев или трещин на забой. Максимальное подвигание забоя за взрыв 1,8—2 м. Глубина врубовых шпуров 2—2,3 м, угол наклона к плоскости забоя 60—70°
Боковой (рис. 111.42, а)	Во всех подготовительных и капитальных выработках с поперечным сечением свыше 4 м² в породах не выше средней крепости с явно выраженной вертикальной слоистостью, а также

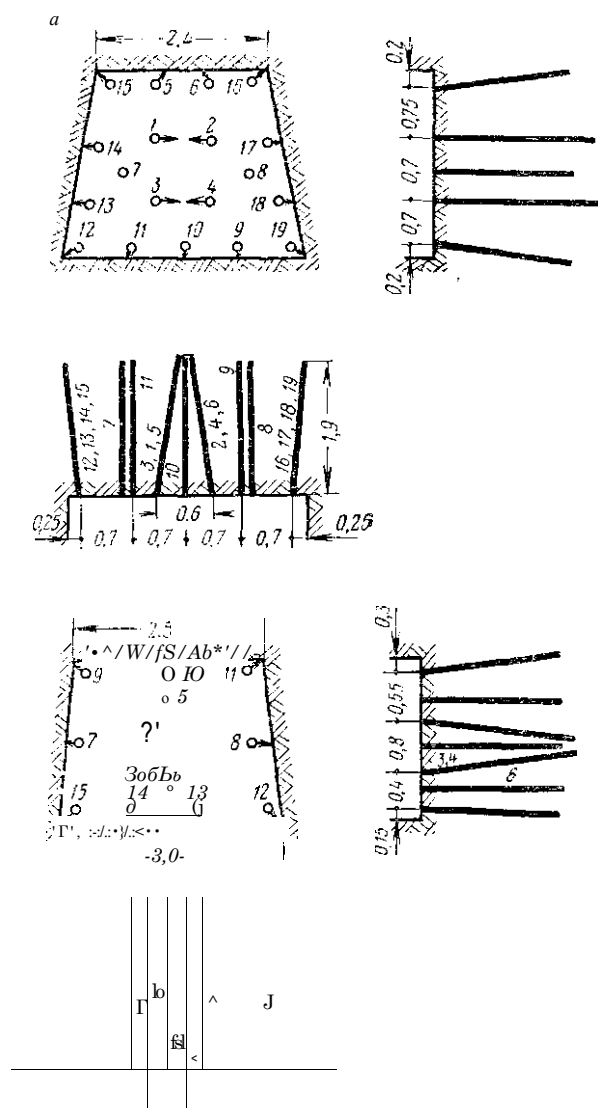


Рис. Ш.40. Схема расположения шпуров с клиновым врубом
а вертикальным; б ← горизонтальным

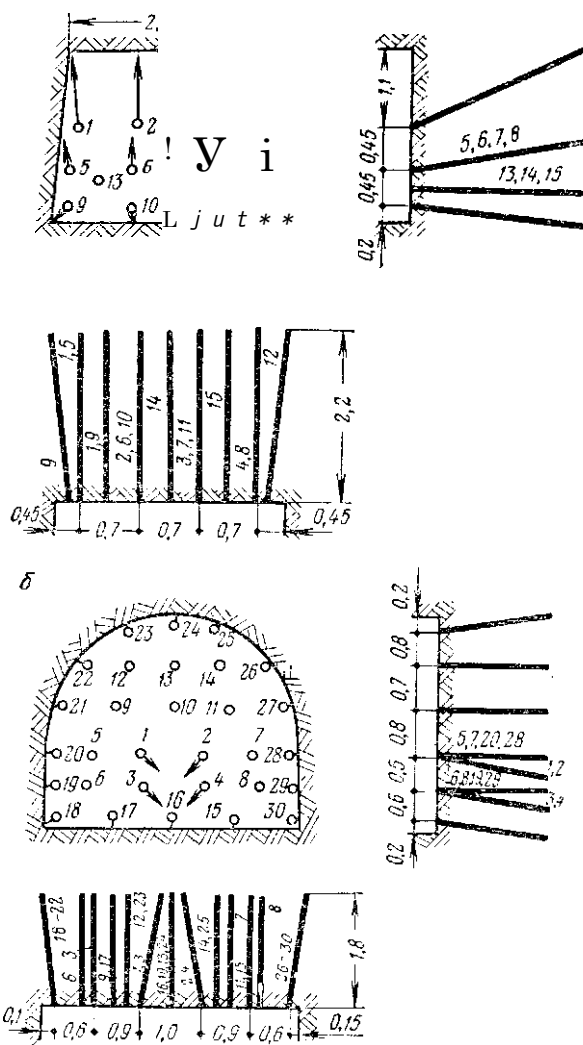


Рис. 111.41. Схема расположения шпуров с верхней (а) и нижней (б) врубом

Типы вруСов

Условия применения 'и характеристика

когда с одной стороны выработки имеет-
ся явно выраженный контакт двух по-
род или плоскость геологических нару-
шений. Оптимальное подвигание забоя
за взрыв 1,8—2 м. Длина врубовых
шпуров 2—2,3 м, угол их наклона к
плоскости забоя 60—75°

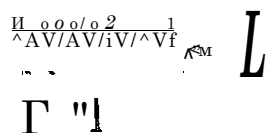


Рис. 111.42. Расположение шпц
во врубах:
а — боковым; б — «кожннць»; >

«Ножницы»
(рис. 111.42,б)
Веерный
(рис. 111.43, а)

Рекомендуется для выработок узко-
го сечения, проводимых по углю

В угольных забоях подготовитель-
ных и нарезных выработок на пластах
различной мощности. В зависимости
от мощности пласта бурится один или
два ряда врубовых шпуров. Рациональ-
ная глубина заходки 1,8—2 м. Макси-
мальная глубина ЕпубоЕых шпуров
2—2,3 м

Щелевой
(рис. 111.43,б)

Рекомендуется при проведении вы-
работок любого сечения по породам
средней крепости и крепким или при
наличии в выработке прослойки более
мягкой породы. Вруб состоит из шпу-
ров, заряжаемых через один. Все вру-
бовые шпуры (длина 2,5—4 м) бурят
на расстоянии 10—20 см один от дру-
гого и взрывают одновременно. Отби-
тая при взрывании вруба порода толь-
ко на 40—60% выносится из полости
вруба, что значительно осложняет ра-
боту остальных шпуров. Для увеличе-
ния выброса породы из врубовой щели
рационально центральный шпур бу-
рить на 20—30 см длиннее остальных
шпуров, заряжать небольшим зарядом
(С',3—0,6 кг) и взрывать вслед за вру-
бовыми шпурами с замедлением 25—
ЕЮ' м с

Призматический
(рис. 111.44, а)

Условия применения те же. Наибо-
лее эффективен призматический вруб
треугольного сечения. Расстояние меж-
ду врубовыми шпурами 10—20 см,
длина их 2,5—4 м

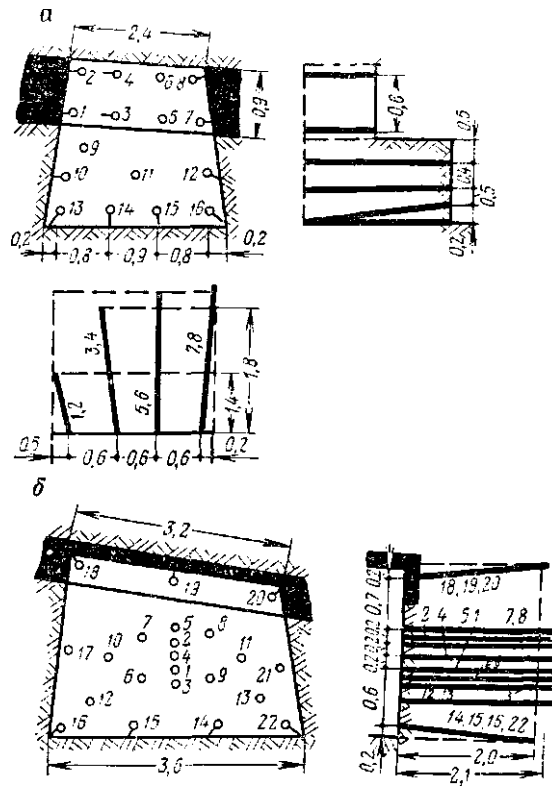


Рис. III.43. Схема расположения шпуров с врубом:
а — веерным; б — шелевым

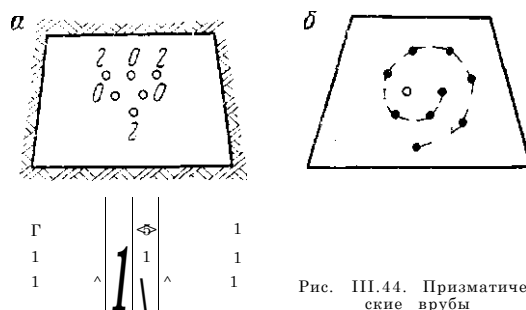


Рис. III.44. Призматические врубы

Спиральный призматический
(рис. 111.45, б)

В горизонтальных и наклонных выработках малого сечения (меньше $3,5 \text{ м}^2$), а также в восстающих выработках. В монолитных крепких породах или с напластованием, приблизительно параллельным забою. Врубовые шпуров образуют спираль. Центральный шпур (или скважина) — холостой. Первым взрывается шпур, отстоящий от холостого на расстоянии не более диаметра шпура. Остальные шпуров в порядке их взрывания располагаются от полости, образованной взрывом предыдущих шпуров, на расстоянии не более ширины этой полости.

Вруб со скважиной
(рис. 111.45, а)

Применение врубовых скважин особенно рационально при проведении выработок в породах с $f = 4-6$. Врубные скважины диаметром от 165 мм и более обеспечивают высокий к. и. ш. Комплекты шпуров с глубиной (1,5—2) B и более, где B — наименьший линейный размер плоскости забоя выработки.

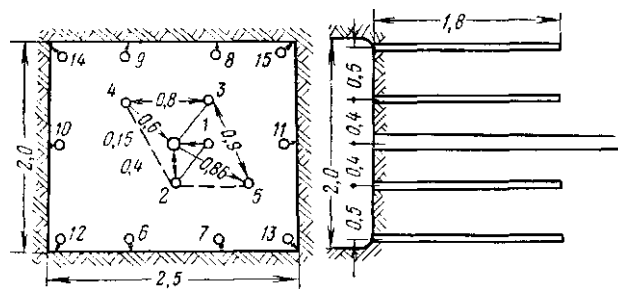


Рис. 111.45. Схема расположения шпуров с врубом со скважиной

Комбинированный (двойной клиновой), комбинация двойного клинового и щелевого врубов (рис. 111.46) и др.

При проведении выработок по особо крепким монолитным породам. Представляет собой сочетание различных типов прямых врубов с врубами, образованным наклонными шпурами (чаще всего клинскими).

Тип врубов	Условия применения и характеристика
Вруб Пазенко (рис. III.47)	В слабых и сильно трещиноватых породах, когда нужно образовать вруб на большую глубину, главным образом в выработках небольшого сечения. Применять целесообразно в восстающих выработках, в горизонтальных — более двух ярусов зарядов не рекомендуется. Принцип действия основан на наличии в каждом шпуре нескольких зарядов и на соблюдении строгой очередности взрывания их отдельных частей
Спирально-шагающий вруб (рис. III.48)	Вруб состоит из четырех—восьми параллельных шпуров. Длина шпура, начиная с первого, увеличивается с 0,9 до 2,8 м. Заряды взрывают в один прием последовательно в порядке нумерации шпуров. Расстояние между шпурами по спирали увеличивается с 15 до 50 см. Применяется в крепких породах

§ 16. Расположение шпуров при проведении горизонтальных и наклонных выработок

Работа взрыва зарядов во врубовых наклонных шпурах зависит от угла наклона шпуров к плоскости забоя (чем меньше угол, тем больше полезное действие взрыва), расстояния между шпурами (при наклон

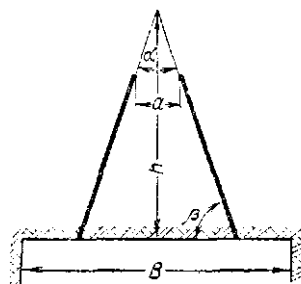


Рис. III.49. Клиновой вруб в забое при одной открытой поверхности

вруб — также от расстояния между парами шпуров) и от числа шпуров во врубе.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок наиболее широко применяют клиновые врубы (табл. III.55 и III.56).

Глубина врубов (рис. III.49), образуемых наклонными шпурами (по данным А. Ф. Суханова),

$$h = \frac{l \cdot \sin \alpha}{4 \operatorname{tg} \beta}, \text{ м,}$$

Т а б л и ц а III.55

Параметры вертикального клинового вруба
(по данным Г. А. Беришвили)

Показатели	Коэффициент крепости пород				
	2-3	4-6	10-15		
Расстояние между парами врубовых шпуров по вертикали, м . .	0,35—0,5	0,3—0,45	0,25—0,4	0,2—0,35	0,15—0,3
Угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя, градус . .	66—70	62—66	58—62	54—58	50—54
Число врубовых шпуров	2—4	4—6	6—8	8—10	8—10

Т а б л и ц а III.56

Предельная глубина вруба
(по данным Г. А. Беришвили)

Ширина или диаметр выработки, м	Глубина вруба (м) в зависимости от коэффициента крепости пород f						
	2-6	6-8	8-10	10-13	13-16	16-18	13-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,2	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

где B — ширина выработки, м; α — угол при вершине конуса вруба, принятый 60° для пород I и II категорий крепости, 50° — для III и IV категорий и 40° — для V—VII категорий по шкале проф. М. М. Прохужяконова.

Возможная глубина врубовых шпуров

$$L_{\text{зр}} = L / \sin P, \text{ м,}$$

где P — угол наклона шпуров к плоскости забоя.

Размещение вспомогательных шпуров определяется размерами врубовой полости, по отношению к которой их располагают с таким расчетом, чтобы нагрузка на заряды вспомогательных шпуров не пре-

вышла нагрузку на заряды оконтуривающих шпуров. Угол наклона вспомогательных шпуров принимают таким, чтобы концы их на глубине заходки находились на расстоянии, примерно равном расстоянию между концами врубовых и оконтуривающих шпуров.

Устья оконтуривающих шпуров располагают как можно ближе к стенкам выработки. В трудно взрываемых породах дно шпура выходит за пределы контура на 5—15 см, это способствует сохранению проектного сечения. В породах слабых и сильно трещиноватых концы шпуров находятся на границе проектного контура, а в некоторых случаях не добуриваются во избежание увеличения проектного сечения выработки.

§ 17. Расчет параметров буровзрывных работ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок

Удельный расход ВВ изменяется в весьма широких пределах и зависит от таких факторов, как свойства ВВ, физико-механические свойства пород (табл. III.57), поперечное сечение выработки, наличие

Т а б л и ц а III.57

Нормы расхода ВВ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок по углю (аммонит ПЖВ-20) или по породе *

(по данным ВНИИОМШСа)

Категория крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород /	Расход ВВ на 103 м ³ взорванного угля или породы в массиве (кг) при площади сечения выработки в проходке, м ²					
		до 0	До 7	до 10	до 15	до 20	свыше 20
В шахтах, опасных по газу или пыли							
III и IV	1,5 (уголь)	150	123	95	75	55	50
V	2 - 3	170	145	120	103	85	72
VI и VII	4—6	250	223	195	173	150	108
VIII	7—9	360	325	290	260	230	156
IX	10—14	500	455	410	373	345	252
В шахтах, не опасных по газу и пыли							
III и IV	1,5 (уголь)	150	123	95	75	55	50
V	2—3	140	120	100	85	70	60
VI и VII	4 - 6	192	174	155	140	125	90
VIII	7—9	300	273	245	220	195	130
IX	10—14	420	383	345	318	290	210
X	15—18	450	428	405	383	360	300
XI	19—20	500	475	450	425	400	335

* Аммонит АП-5ЖВ в шахтах, опасных по газу или пыли, и аммонит № 6ЖВ в шахтах, не опасных по газу и пыли.

f

плоскостей обнажения, глубина заходки, способ и очередность взрывания п т. д.

Основные формулы для расчета удельного расхода ВВ:

А1. М. Прото дья ко н о в а

где S — площадь поперечного сечения выработки, м²; e — коэффициент работоспособности ВВ (см. табл. III.6);

Н. М. Покровского

$$Q = <7iM \text{ заж?}$$

где q₁ — нормальный расход ВВ, зависящий от свойств пород;

Коэффициент структуры породы *fi*

Вязкие, упругие, пористые	2
Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью	1,4
Со сложным залеганием и меняющейся крепостью; с напластованием, перпендикулярным направлению шпура	1,3

&жж — коэффициент зажима породы, Kзжж — IGS/1/S;
Э. О. Миндели

$$\partial_e = e (2,92 + 0,135/ + \quad - 0,004d_n - 2,22\epsilon - 0,48l_{ш} + \\ + 0,096/^ + 0,00008Я + 0.0000003\mathbb{P}$$

где *f* — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Прото дья ко нова; *d_ш* — диаметр патронов ВВ, мм; »] — коэффициент использования шпура (0,85—0,9); *l_ш* — глубина шпуров, м; *Я* — глубина заложения горной выработки, м (учитывается глубина более 500 м);
А. Ф. Суханова

$$q = q^{\wedge}bK_{rntn}x,$$

где *b* — коэффициент влияния площади поперечного сечения выработки; *K_{гп}* — коэффициент, учитывающий глубину шпура; *t* — коэффициент, учитывающий форму заряда; *x* — Коэффициент, учитывающий число открытых поверхностей в забое;

Ш. И. Ибраева

$$q \sim \frac{VJ-aVJ}{b} \quad ,$$

где *a* — коэффициент, равный 0,25—0,3 (меньшее значение принимается при большем сечении); *B* — коэффициент (1,1—1,2 для скального аммонита Л» 1).

Число шпуров находится в прямой зависимости от физико-механических свойств горных пород, размеров и форм поперечного сечения выработок, диаметра заряда и других факторов.

Основные расчетные формулы для определения числа шпуров приведены в табл. П 1.58.

Нормальный удельный расход ВВ для различных пород
(по данным Н. М. Покровского)

	/	qi кг/м ³
Очень крепкие кварцитовые песчаники, очень крепкие граниты и гнейсы. Базальт и другие кристаллические породы. Исключительные по крепости известняки, песчаники и доломиты	15—20	1,2—1,5
Плотные граниты, кварциты, диориты. Мелкозернистые, монолитные песчаники и известняки, гнейсы	10—15	1,0—1,1
Некрепкий гранит, плотные песчаники и известняки. Колчеданы, крепкие мраморы и доломиты	8	0,7—0,8
Крепкие песчано-глинистые и песчанистые сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники. Крепкие глинистые сланцы с включением колчедана	4—6	0,4—0,6
Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный мергель. Слабые песчанистые сланцы	2—3	0,2—0,3
Трещиноватые и разрыхленные известняки и доломиты. Слабые глинистые и углистые сланцы. Антрацит и крепкий каменный уголь	2	0,15

Значения коэффициента заполнения шпуров в шахтах, опасных по газу или пыли, следующие:

Диаметр патронов ВВ, мм	32; 36 *	45 *	28 **
Коэффициент у:			
для / = 2 + 9	0,6—0,7	0,35—0,45	0,7—0,8
для / = 10+20	0,71—0,75	0,45—0,5	0,75—0,8
Диаметр патронов ВВ, мм	36 **		40 **
Коэффициент у:			
для / = 2 + 9	0,5—0,6		0,45—0,5
для / = 10+20	0,6—0,65		0,5—0,55

* Проходка и углубка вертикальных стволов.

** Проведение горизонтальных и наклонных горных выработок.

Во врубовых шпурах коэффициенту принимается на 10—15% больше, чем в оконтуривающих и отбойных шпурах.

При ведении взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, и на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа,

коэффициент γ принимают согласно требованиям Единых правил безопасности [35], где указано, что диаметр буровой колонки не должен превышать диаметр патрона ВВ более чем на 6 мм.

Можно определять число шпуров, исходя из принимаемого расхода ВВ на 1 м³ обуренной породы. В этом случае между числом шпуров и удельным расходом ВВ существует определенная функциональная зависимость. Число шпуров для конкретных условий рекомендуется определять по формуле Н. М. Покровского

где γ — коэффициент заполнения шпура; Q_i — масса заряда ВВ, кг ($Q_i = \gamma \cdot T_{РВВ} \cdot \gamma_z$).

Число шпуров на забой может быть определено на основании практических данных. В табл. III.59 и III.60 приведены средние значения числа шпуров на забой, полученные Управлением буровзрывных работ МУП СССР экспериментальным путем в различных горно-геологических условиях Донбасса при применении аммонита ПЖВ-20.

Глубина шпуров. При определении оптимальной глубины шпуров необходимо учитывать: горно-геологические условия (физико-механические свойства горных пород, угол залегания, обводненность, назначение выработки и сечение ее и др.); технические условия (средства вентиляции, число и расположение шпуров в забое, свойства и расход ВВ, кусковатость породы, точность окоитуривания проектного сечения выработки и др.); организационные условия, параметры которых должны обеспечить минимальные стоимостные затраты, отнесенные к 1 м, подвигания выработки за цикл, и оптимальную последовательность выполнения операций проходческого цикла, т. е. глубина шпуров должна определяться из минимума затрат времени и материалов на проходку 1 м выработки.

Относительная трудоемкость цикла

$$T_o = \frac{V_{\text{м}} \cdot \text{П.ч.б.п.ч.й}}{w_{\text{пд}} \cdot 64 \cdot \text{'ш'!}}$$

$$= \frac{N \cdot \text{Alg.м} \cdot v \cdot \text{'ш'} \cdot \text{'п'} \cdot \text{'ч'} \cdot \text{'б'} \cdot \text{'п'} \cdot \text{'ч'} \cdot \text{'й'}}{I_{\text{шп}} \cdot t_n \cdot \text{'ш'} \cdot \text{'п'} \cdot \text{'ч'} \cdot \text{'б'} \cdot \text{'п'} \cdot \text{'ч'} \cdot \text{'й'}} \cdot \frac{1}{w_{\text{ш}} \cdot t_{\text{ш}}}$$

где N — число шпуров; Alg.м — число бурильных машин в работе; v — скорость бурения при глубине шпура 1,5 м и диаметре патронов ВВ 32 мм; 'ш' — коэффициент изменения скорости бурения в зависимости от глубины шпуров; 'п' — коэффициент изменения скорости бурения в зависимости от диаметра патронов ВВ; 'ч' — число рабочих, занятых на бурении; 'б' — к. и. ш.; 'п' — число рабочих, участвующих в подготовительно-заключительных операциях при бурении; 'ч' — время этих операций; 'ш' — глубина шпуров; 'п' — число рабочих, занятых соответственно на зарядании, взрывании, проветривании, осмотре забоя и на подготовительно-заключительных операциях при взрывании; $t_{\text{'ш'}}$ — соответствующие затраты времени; 'ш' — число рабочих, занятых на погрузке; 'п' — число рабочих, занятых на

Определение числа шпуров

Автор	Формула	Обозначения	Условия применения
К. М. Протодяконов	Приближенная $n = 2,7 \sqrt{VJ/S},$ уточненная $n = (V_{\text{офи}} + 1IV) \sqrt{sf}$	л — число шпуров на 1 м² поперечного сечения забоя; S — площадь поперечного сечения выработки, м²	Проведение горизонтальных и наклонных горных выработок в породах с $f \geq 3$; породы монолитные или со слаборазвитой трещиноватостью
В. И. Богомолов	$n = 2,7 \sqrt{VJ/S}$	То же	То же
П. М. Покровский	$L_{\text{общ}} = \frac{V_{\text{РВВ}}}{\gamma_{\text{РВВ}}}$	$L_{\text{общ}}$ — общее число шпуров на забой; q — удельный расход ВВ, кг/м³; γ — коэффициент заполнения шпура ВВ; $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ в патронах, кг/м³; $d_{\text{шп}}$ — диаметр шпура, мм; k_{γ} — коэффициент, учитывающий уплотнение ВВ в шпуре в процессе заряжания	Проведение капитальных и подготовительных горных выработок в породах с $f = 2+6$
ВНИИОМШС	дл $12,7 \sqrt{S}$ или	t — среднее значение к. и. ш.: 0,8 — для забоев вертикальных столбов шал., и породных забоев горизонтальных и наклонных выработок; 0,9 — для угольных забоев и смешанных забоев по углю; 0,95 — в смешанных забоях по породам с $f = 1,5+6$; 0,9 — в породах с $f = 7+9$; 0,8 — в породах с $f = 10+14$; d — диаметр патронов ВВ, мм; $\rho_{\text{ВВ}}$ — гравиметрическая плотность ВВ в патронах, г/см³; l — длина патрона ВВ, м; G — масса патрона ВВ, кг	Проведение капитальных и подготовительных горных выработок
А. Ф. Суханов	$n = 1,67 + 0,17/\sqrt{S} \cdot X$ $X = (0,037 + 0,027)$		То же
Ш. И. Ибраев	$L_{\text{общ}} =$ $41S \sqrt{f} - a \sqrt{f}$	a — коэффициент, зависящий от вида выработки: для горизонтальных выработок 0,25+0,3; для стволов шахт 0,12+0,15 (меньшие значения коэффициента принимают при больших сечениях выработок); $k_{\text{ВВ}}$ — коэффициент, учитывающий мощность и плотность ВВ; d_s — диаметр заряда в шпуре, мм	То же

Т а б л и ц а 111.59

Влияние горнотехнических условий на число шпуров
при проведении нарезных выработок
(печей, просеков и т. д.)

Ширина выработки, м	Число шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости f					
	0,6+ 1,0	1,0+1,5	1,5+ 2,0	0,6+1,5	1,0+1,5	1,5+2,0
	$\tau = 0,5+0,75$			$\tau = 0,76+1,0$		
2—3	4--5	5—6	6--7	4—6	5—7	6—8
3—4	5--7	6—8	7--9	6—7	7—8	8—9
4—5	7--8	8—9	9--10	7—9	8—10	9—10
5 - 6	8--9	9—10	10--11	8—10	9—11	10—12

Продолжение табл. II 1.59

Ширина выработки, м	Число шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости f					
	0,6+1,0	1,0+1,5	1,5+2,0	0,6+1,0	1,0+1,5	1,5+2,0
	$m = 0,01+1,3$			$m = 1,31+1,6$		
2—3	5—6	6—7	7—8	5 - 7	6—8	7—9
3—4	7—8	8—9	8—10	7—9	8—10	9 - 11
4 - 5	8—9	9—10	9—10	9—10	10—11	11 — 12
5 - 6	9—10	10—11	11 — 12	10—11	11 — 12	12—13

Т а б л и ц а III.60

Влияние горнотехнических условий на число шпуров
при проведении породных забоев
(квершлагов, полевых штреков и др.)

Коэффициент крепости f	Число шпуров на забой в зависимости от сечения выработки в проходке, м ²						
	4	0	8	10	12	14	16
2—4	8—11	12—16	17—21	22—27	28—33	34—38	39—42
5—7	12—16	17—21	22—27	28—33	33—38	39—42	34—36
8—10	16—20	21—26	27—32	33—37	38—42	43—46	47—50

выполнении подготовительно-заключительных операции при погрузке; $t_{\text{п}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций; $t_{\text{п}}$ — продолжительность погрузки; $n_{\text{пг}}$ — число рабочих, занятых на обмене вагонеток; $t_{\text{г-ог}}$ — суммарное время обмена вагонеток.

Чтобы определить оптимальную глубину шпуров при прочих равных условиях по относительной трудоемкости, следует выразить все величины, входящие в горнопроходческий цикл, через соответствующие функции и исследовать полученную зависимость на минимум трудовых затрат, считая аргументом $t_{\text{ш}}$. Значение $t_{\text{ш}}$, соответствующее минимуму функции, и будет оптимальной глубиной, т. е.

$$t_{\text{ш}} = t(V, v_d, t_{\text{ш}}).$$

Глубину шпуров, установленную для конкретных условий проходки, уточняют в зависимости от принятой организации труда — продолжительности цикла.

Средние затраты времени на бурение 1 м шпура при прочих равных условиях изменяются в зависимости от глубины шпуров. При этом оптимальная глубина шпуров для каждого случая меняется в зависимости от остальных параметров буровзрывных работ и средств погрузки, типа бурильных машин. При бурении перфораторами глубина шпуров, как правило, находится в пределах 2,5—3,5 м, а бурильными машинами вращательно-ударного действия — 3—4 м.

Общая скорость бурения (м/мин) при прочих равных условиях увеличивается с глубиной шпуров. Например, относительно интенсивный прирост общей скорости для машин ударно-вращательного бурения соответствует глубине шпуров 3—3,5 м при крепости f до 12. Для ручных бурильных молотков при этой крепости прирост общей скорости практически прекращается при глубинах шпуров 1,5—2 м (табл. III.01).

Т а б л и ц а 111.61

Общая скорость бурения в зависимости от глубины шпура

Бурильная машина	Общая скорость бурения (м/мин) при глубине шпуров, м			
	0,5	1,0	2,0	3,0
БУ-1	0,270	0,413	0,565	0,647
ЭБПГ-1	0,187	0,285	0,38	0,43
	0,101	0,148	0,227	0,201
	0,095	0,13	0,19	0,22
ПР-24ЛУ	0,095	0,134	0,165	0,172
	0,092	0,127	0,155	0,162

Средние затраты времени на взрывание, проветривание и осмотр забоя практически остаются постоянными и мало зависят от глубины шпуров. Средние затраты на зарядание, отнесенные к 1 м подвигапия выработки, уменьшаются. Минимальное время на уборку породы — при глубине шпуров 2,5—3,5 м. Фактические затраты времени на бурение зависят от глубины шпуров (табл. 111.62), а затраты времени на подготовительно-заключительные операции — от типа машин (табл. 111.63).

Т а б л и ц а 111.62

Влияние глубины шпуров на интенсивность бурения

Показатели	Глубина шпуров, м			
	1,5	2,0	3,0	4,0
Число шпуров на забой, шт.	66	66	66	66
Средняя производительность бурения 1 м, мин. . . .	8	7	6	5,6
Среднее время бурения, отнесенное к 1 м продвижения забоя, мин	513	462	340	369

Т а б л и ц а 111.03

Затраты времени на подготовительно-заключительные операции

Вид работ	Машины ударно-поворотного и ударно-вращательного бурения			Машины вращательного бурения	
	с пневмо-поддерж-ки	с буровых тележек	с колон-ки	с колой-ки	$\frac{V_{\text{с.с.}}}{V_{\text{с.с.}}}$
Подготовительно-заключительные операции, мин:					
пои бурении	10—15	50	37	37	30
при уборке	10—30	20	20	20	20
Вспомогательные операции при бурении, мин:					
забуривание	0,5—1,0	1,65	0,75	1,65	1,65
переход от шпура к шпуру	1,1—1,4	1,6	3,0	3,0	1,6
очистка шпура	0,4—1,5	1,2	0,95	1,2	1,2
замена буровых штанг . .	0,7—1,5	1,0	1,0	1,0	1,0

Среднюю глубину шпуров при проведении горизонтальных и наклонных выработок рекомендуется определять по формуле Н. М. Покровского

$$L_{\text{бу}} = \frac{L_{\text{ц}} + (L_{\text{з}} + M)}{V_{\text{ц}}}, \quad \text{где } L_{\text{ц}} = \frac{I_p}{S \cos a}$$

где $L_{\text{ц}}$ — продолжительность проходческого цикла, ч; N — число шпуров на забой; $i_{\text{т}}$ — продолжительность зарядания одного шпура, ч; $A_{\text{т}} >$ — продолжительность взрывания шпуров и проветривания забоя, ч;

p/b — число бурильных машин; v — скорость бурения одной машиной в единицу общего времени, м/ч; Φ — коэффициент, учитывающий совмещение во времени процессов бурения и погрузки породы; q — к. и. т.; α — угол наклона шпуров, градус; $\Gamma_{гр}$ — объем погрузки породы (в массиве) в единицу общего времени, $\text{м}^3 \cdot \text{ч}$.

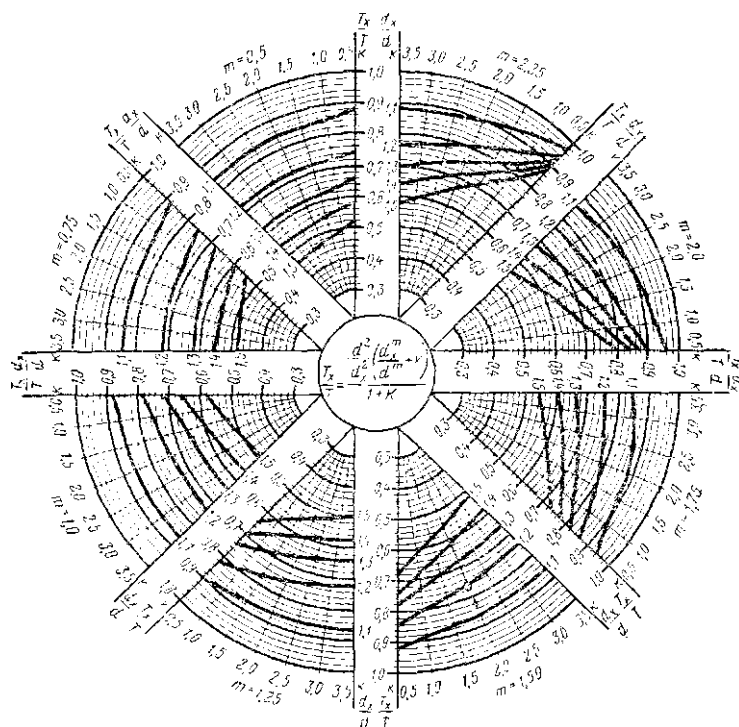


Рис. (И.50. Номограмма Для определения отношения трудовых затрат на цикл T_x при измененном диаметре шпуров к трудовым затратам на цикл T при эталонном диаметре шпуров

Глубина шпуров (м) при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок

	$f = 1,5+3$	$f = 4+6$	$f = 7+20$
При площади поперечного сечения выработки:			
до 12 м^2 . . .	3—2	2—1,5	1,8—1,5
более 12 м^2	3,5—2,5	2,5—2,2	2,2—1,5

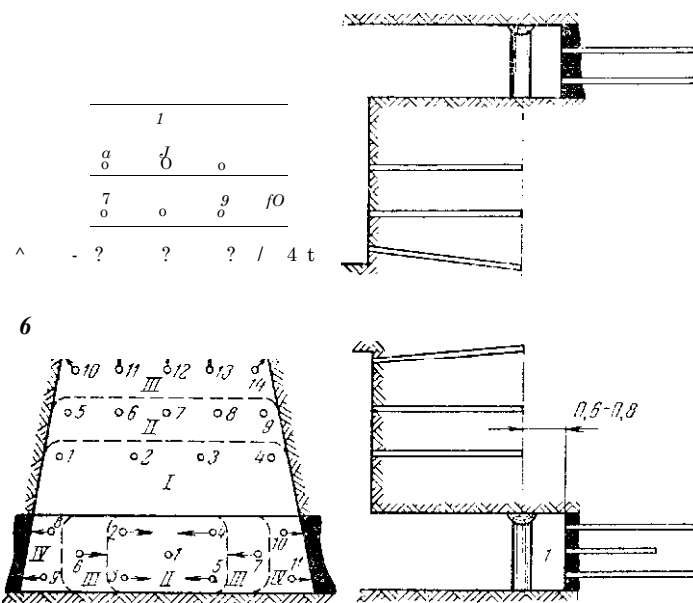


Рис. III.51. Расположение шпуров в забое выработки, предусматривающее одновременное взрывание угольного и породного забоев: а — с нижней подрывкой породы; б — с верхней подрывкой породы

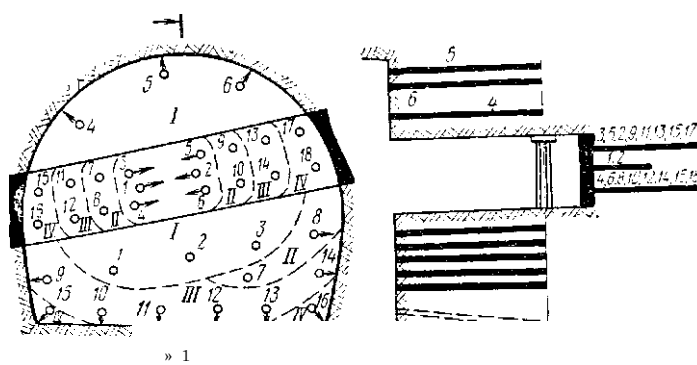


Рис. 1.52. Расположение шпуров в забое выработки с верхней и нижней подрывкой породы:
1 — 18 — номера шпуров: i—III — порядок отбойки

Удельный расход ВВ для отстающего забоя, где шпуровые заряды работают при наличии двух открытых поверхностей, для пород с коэффициентом $f < 5$ принимают в пределах 50—55%, а для пород средней крепости и крепких — 60—65% от удельного расхода ВВ, определяемого по формулам для однородных забоев. Число шпуров, рассчитанных по формуле (111.13), для отстающего забоя уменьшается соответственно на 50—55% и 55—65%.

При наличии верхней и нижней подрывки вмещающих пород (рис. II.1.52) число шпуров, рассчитанное по сечению породной части забоев, для нижней подрывки принимают на 30—50% больше по отношению к верхней подрывке. Нижний предел — для мягких и средней крепости пород, верхний — для крепких пород.

При совмещенной выемке пород в смешанном забое параметры рассчитывают так же, как и для выработок, проводимых по однородным породам, со следующими отступлениями: при сечении выработок до 21 м² при мощности пласта полезного ископаемого 3,0—2,5 м число шпуров и удельный расход ВВ на забой рассчитывают по крепости пород полезного ископаемого; при мощности пласта 2—1,2 м вышеуказанные параметры рассчитывают отдельно для пласта и вмещающих пород, при этом полученные результаты по вмещающим породам уменьшаются на 15—20%; при мощности пласта 1,0 м и менее число шпуров и удельный расход ВВ рассчитывают в целом по вмещающим породам.

§ 18. Расположение шпуров при проходке стволов шахт

Схемы расположения шпуров (табл. 111.65—111.68) в забое должны обеспечивать: 1. Возможно полный отрыв породы на всю глубину шпуров (высокий к. и. ш). 2. Оконтуривание поперечного сечения стволов в соответствии с проектом. 3. Равномерное и мелкое дробление породы. 4. Ровную поверхность забоя ствола после взрыва шпуров.

Рекомендуются две основные схемы: для пород с $f = 4+8$ (рис. 111.53, а); для пород с $f = 9+20$ (рис. III.53, б). Эти схемы различаются типом вруба; в первой — клиновой вруб, во второй — пирамидально-кольцевой. Длина шпуров в обеих схемах находится в пределах 2,0—2,5 м. Очередность взрывания показана на схемах (I—IV).

Диаметр окружности, по которой обуривают оконтуривающие шпуры (периферийные), при проходке ствола шахты по породам с пологим падением принимают в зависимости от крепости пород на 0,3—0,6 м меньшим диаметра ствола в проходке. Больший диаметр окружности принимают при более крепких породах. При проходке ствола шахты по породам наклонного и крутого залегания оконтуривающие шпуры со стороны падения и восстания следует располагать в зависимости от крепости пород на расстоянии соответственно 15—25 и 25—40 см от проектного контура ствола.

Диаметр окружности вспомогательных шпуров можно определять по следующим формулам:

при размещении комплекта шпуров по трем окружностям

$$D_{\text{всп}} = A\phi + 0,5 (D_{\text{нр}} - D_{\text{вр}}),$$

где $D_{\text{всп}}$ и $D_{\text{нр}}$ — диаметр окружностей вспомогательных и врубовых шпуров; $D_{\text{вр}}$ — диаметр ствола в проходке;

Т а б л и ц а III.64

Рекомендуемые диаметры головок буров и патронов ВВ
для горизонтальных и наклонных горных выработок
но любым породам

Диаметр, мм		Площадь попереч- ного сечения выра- ботки в про- ходке, м ²	Тип ВВ	Условия применения
го- ловки бура	трона В В			
	28	Любая	Скальный ам- монит, детониты и другие мощ- ные В В	При возможности уп- лотнения ВВ в шпурах и заполнении их взрывча- тым веществом на всю длину
36	I i 28 j	»	То же	То же
36	[32 j I	»	Аммонит Л» 6ЖВ	При недопустимости уплотнения ВВ в шпурах
40	I 1 32	I	Скальный ам- монит, детониты и другие мощ- ные В В	При возможности уп- лотнения ВВ в шпурах и заполнении их взрывча- тым веществом на всю длину
	36	Менее 6	Любые	При ограничении длины заряда по условиям безо- пасности и недопустимо- сти уплотнения
	36	Любая	Аммониты ПЖВ-20, АП-5 и другие предохра- нительные ВВ	То же *
	40	Более 6	Любые	При ограничении длины заряда, недопустимости уплотнения ВВ и бурении мощными перфораторами, колонковыми электро- сверлами, а также буриль- ными установками *

" Забой смешанный или угольный.
Для пород с / — 7-г 9.

при размещении комплекта шпуров в забое по четырем окружностям диаметр первой окружности вспомогательных шпуров (следующей за окружностью врубовых шпуров)

$$d'_{всп} = 0_{вр} + 4 (D_{нр} \cdot D_{вр});$$

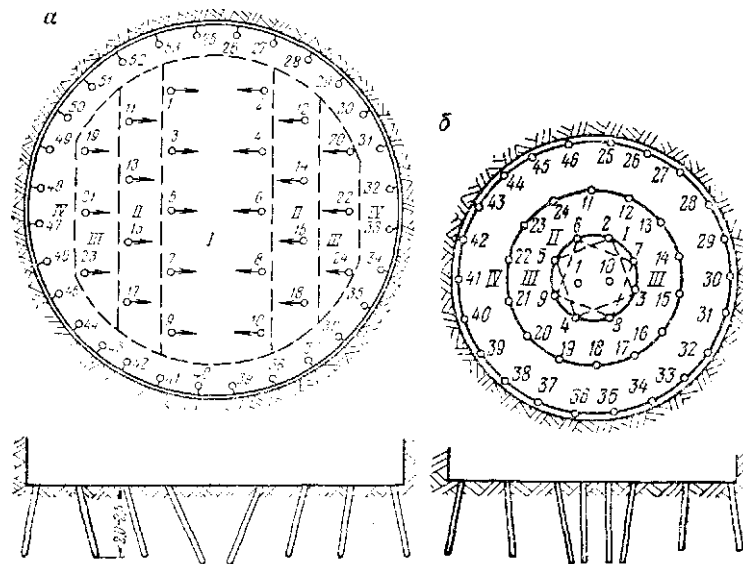


Рис. 111.53. Расположение шпуров в забое ствола:
1 — 53 — номера шпуров

второй

$$D_{лcu} = D_{вр} + \sqrt{(D_{нр} \cdot D_{вр})},$$

при размещении шпуров по пяти окружностям диаметр первой окружности вспомогательных шпуров

$$D_{лcn} = D_{вр} + \pm (D_{нр} \cdot D_{вр})$$

второй

$$d''_{всп} = D_{вр} + 4 \cdot (D_{нр} \cdot D_{вр}),$$

третьей

$$D_{7cu} = D_{вр} \sqrt{D_{нр} \cdot D_{вр}},$$

Т а б л и ц а III.65

Рекомендуемые схемы расположения шнуров
при проведении стволов (по данным ВНИИОМШСа)

Вруб	Характер истика вруба	Форма сечения и работы	Напластование и крепость пород
Конический (рис. III.54, а)	Врубные шпуров об- разуют усеченный ко- нус. Для уменьшения разлета породы в цен- тральной части конуса бурят один—три вспо- могательных шпура глубиной, равной $\frac{2}{3}$ средней глубины шпу- ров комплекта	Круг- лая	Монолитные или с горизонтальным и пологим напла- стованием в поро- дах всех категорий
Цилиндри- ческий (рис. III.54, б)	Все шпуров, за ис- ключением оконтуре- вающих, бурят перпен- дикулярно плоскости за- боя. Для уменьшения разлета породы в цен- тральной части вруба бурят один—три вспомо- гательных шпура глу- биной $\frac{2}{3}$ средней глу- бины шпуров комплекта	То же	То же



IIIП

х - :

III

Ш

Рис. 111.54. Врубы при проведении шахтных стволов

Пирами-
дальный
(рис.
III.54, в)

Врубные шпуров бу-
рят в виде четырех-
гранной пирамиды

Прямо-
уголь-
ная

То же

Продолжение табл. III.65

Характеристика вруба		Форма сечения выработок	Напластование и крепость пород
Клиновой (рис. 111.54, с)	Врубовые шпury образуют клин, направленный по простиранию пород. Для уменьшения разлета породы иногда бурят три-четыре вспомогательных вертикальных шпура глубиной 0,5 средней глубины шпуров комплекта	Круглая	То же
Клиновой	Врубовые шпury образуют клин, направленный по простиранию пород	То же	Наклонное или крутое напластование в породах всех категорий крепости

Т а б л и ц а III.C6

Диаметр окружности и число врубовых шпуров
(по данным ВНИИОМШСа)

Показатели	Диаметр патронов ВВ, мм	$l = ,5+6$		$f = 7+20$	
		Диаметр ствола в проходке, м			
		до 7	более 7	до 7	более 7
Диаметр окружности, м	36	1,6—2,0	1,8—2,2	1,6—2	1,8—2,2
	45	1,8—2,2	2,0—2,6	1,8—2,2	2,0—2,6
Число врубовых шпуров	36	5—6	6—7	7—8	8—10
	45	4—5	5—6	5 - 6	6—7

При коническом врубe угол наклона врубовых шпуров делают таким, чтобы их комплект образовал усеченный конус с диаметром основания на глубине заходки, равном 0,3—0,4 м, а оконтуривающих — чтобы на глубине обуренной заходки они не выходили за проектный контур ствола. В породах с $f = 10+14$ и выше при неудовлетворительном оконтуривании проектной формы сечения ствола оконтуривающие шпury на глубине обуренной заходки могут выходить за проектный контур ствола не более чем на 10 см.

Угол наклона вспомогательных шпуров первой окружности (после врубовых) следует принимать таким, чтобы расстояния между окружностями на глубине заходки были примерно одинаковыми. Угол наклона

вспомогательных шпуров второй и третьей окружностей следует принимать равным 90°.

При цилиндрическом врубке угол наклона врубных и вспомогательных шпуров следует принимать равным 90°. Угол наклона оконтуривающих шпуров должен соответствовать тем же требованиям, что и при коническом врубке.

Для нормального оконтуривания сечения ствола расчетное расстояние между оконтуривающими шпурами в окружности не должно превышать 0,9 м при использовании патронов ВВ диаметром 36 мм и 1,2 м при использовании патронов ВВ диаметром 45 мм.

Т а б л и ц а 111.67

Расположение шпуров при проходке ствола
(по данным ВНИИОМШСа)

а о « а . и 8 а 2 о X 2	Диаметр патрона в гб мм			Диаметр патрона В> 45 мм	
	Число шпуров в комплекте в зависимости от ч и е л а окружностей в забое ствола				
	3	4	5	3	4
И					
5,15	30—49	40—66		23—49	
5,65	33—56	45—73	—	26—56	—
6,15	36—60	48—80	—	28—59	41—91
6,75	39—67	53—88	—	30—65	45—99
7,25	42—72	57—90	67—114	32—69	48—106
7,95	47—80	63—107	74—126	36—77	54—117
8,55	48—85	67—115	78—134	38—82	57—126
9,05	52—93	71—124	83—137	40—87	61—134

Т а б л и ц а 111.68

Число шпуров в забое ствола по окружности
при коническом и цилиндрическом врубках
(по данным ВНИИОМШСа)

Окружности	Число шпуров в зависимости от диаметра патронов, мм	
	36	45

Вспомогательная						
первая . .	35	21	14	34	22	15
вторая . .		30	19		33	22
третья . . ,			27			28
Оконтуривающая	65	49	40	66	45	35

§ 19. Расчет параметров буровзрывных работ при проходке вертикальных стволов шахт

Для взрывания широко используют скальный аммонит Х> ! (табл. III.69) в патронах диаметром 45 мм, а в качестве СВ—ЭД замедленного и короткозамедленного действия.

Важное значение для обеспечения качественных результатов взрывных работ имеет выбор их основных параметров — удельного расхода ВВ, числа и глубины шпуров, от которых зависит к. и. т., качество оконтуривания, устойчивость окружающих выработку пород, сохранность крепи и оборудования, а также стоимость и трудоемкость работ.

Удельный расход ВВ при проходке стволов может быть определен по формулам и методике определения удельного расхода для горизонтальных и наклонных выработок, изложенной в § 17 данной главы.

Число шпуров для обеспечения равномерного дробления породы и точного оконтуривания проектного сечения ствола можно определить по формуле (III.13).

В последние годы для упрощения технологии буровзрывных работ при проходке вертикальных стволов ширроко применяют одинаковое число и единое расположение шпуров в забое для различных пород. При этом за основу принимают паспорт, составленный для преобладающих и более крепких пород. Изменение удельного расхода ВВ регулируют коэффициентом заполнения шпуров.

Основные формулы для определения числа шпуров при проведении вертикальных стволов:

формула М. М. Протоdjяконова

$$n = \left(V \sqrt{0,2f} + \frac{1}{V S} \right)^3,$$

где n — число шпуров на 1 м² площади забоя (табл. III.70); f — коэффициент крепости по шкале проф. А. М. Протоdjяконова; S — поперечное сечение выработки, м²;

Т а б л и ц а III.69

Нормы расхода ВВ при проходке
вертикальных стволов шахт
(по ВНИИОМШСу)

Коэффициент крепости пород f	Расход скального аммонита ЛБ 1 на 100 м ³ взорванной породы в массиве (кг) при площади сечения ствола в проходке, м ²				
	до 10	до 20	до 30	до 40	СВbime 40
1,5	137	124	108	91	52
2—3	182	170	143	115	90
4—6	213	200	170	140	120
7—9	247	235	205	175	150
10—14	311	280	250	220	195
15—18	366	330	300	270	245
19—20	404	365	335	305	275

формула Н. М. Покровского

$$L_{\text{общ}} \sim \frac{qS}{p} \sim \frac{1,25qS}{ap_{\text{ВВ}}d}$$

где $L_{\text{общ}}$ — общее число шпуров на забой; q — расход ВВ на 1 м³ породы в массиве, кг; a — к. и. ш.; p — весовое количество ВВ, приходящееся на 1 м шнура, кг; d — диаметр шнура, мм;

формула Э. О. Миндели

$$L_{\text{общ}} = \frac{qSl_{\text{п}}}{1000} \cdot n_{\text{ок}}$$

где $l_{\text{п}}$ — Длина одного патрона ВВ, м; p — масса патрона, кг; a — к. и. ш.; $n_{\text{ок}}$ — число дополнительных оконтуривающих шпуров (2—3); c — коэффициент, отражающий уменьшение расхода ВВ при патронах увеличенного диаметра.

Широко применяют метод определения числа шпуров по расходу их на 1 м² забоя (табл. 111.70). На удельное число шпуров при увеличении их глубины до 4,5 м существенно влияет фактор зажима пород, зависящий от сечения ствола в проходке.

Таблица 111.70

Оптимальное число шпуров яри проходке
вертикальных стволов шахт

ВВ	Диаметр патрона ВВ, мм	Число шпуров на 1 м² забоя $f = \frac{qS}{p}$	Число шпуров на 1 м² забоя $f = 7-10$
Скальный аммонит Л° 1	45	1,0—1,1	1,1
Детониты	36	1,3—1,43	1,43—1,57
Аммонит Л° 6ЖВ	36	1,43—1,57	1,57—1,72

Глубина шпуров. Для заданной скорости бурения при изменении глубины шпуров изменяются трудоемкость и продолжительность основных проходческих операций. Поэтому глубину шпуров следует определять по наименьшей трудоемкости и продолжительности основных проходческих операций. Рекомендуется определять глубину шпуров, исходя из следующих условий.

С увеличением глубины шпуров скорость бурения уменьшается, особенно существенно при ручных бурильных молотках. Средняя техническая скорость чистого бурения по всей глубине шнура определяется в зависимости от начальной скорости бурения, конструктивной характеристики и мощности бурильных машин:

$$v_{\text{тех. ср}} = v_{\text{тех. ср}}^0 \cdot \left(\frac{R_{\text{ср}}}{R_{\text{ср}}^0} \right)^A \cdot \left(\frac{B}{B^0} \right)^B$$

где $v_{\text{тех. ср}}^0$ — начальная техническая скорость бурения шнура; $R_{\text{ср}}$ — коэффициент средней скорости бурения ($R_{\text{ср}} = \frac{1}{L} \int_0^L v \cdot dl$); A и B — эмпирические коэффициенты, учитывающие тип бурильных машин;

— глубина шнура. При ручных бурильных молотках можно принимать $A = 1,075$ и $B = 0,075$; для бурильных машин БУ-1 $A = 1,035$ и $B = 0,035$.

Полная продолжительность обуриавания забоя ствола

$$T_{\text{б}} = \frac{T_{\text{г.б. м.б. м}}}{\left(\frac{1}{\text{И'ех.ср}} \right)^n \cdot \frac{1}{\text{Ч. всп}}} + 16 \text{ п. ?}$$

где V — число шпуров на забой; $L/g_{\text{м}}$ — число одновременно работающих бурильных машин; $схг_{\text{м}}$ — коэффициент средней одновременности работы бурильных машин; всп — средняя продолжительность вспомогательных операций при бурении одного шпура, мин. (гаол. III.71); $\wedge_{\text{п.з}}$ — несовмещенная продолжительность общих подготовительно-заключительных операций для обуриавания забоя, мин.

Т а б л и ц а 111.71

Средняя продолжительность вспомогательных операций на один шпур

Показатели	Бурильные машины			
	ручные		типа БУ-1	
Гл^бипа шпуров, м	2—3	3,5—4,5	3	5
Вспомогательные опера- ции, мин	5—7,5	8—11	2,5—4,5	3,5—5,5

Для сравнительных расчетов следует определять удельную площадь на одну бурильную машину, которая при использовании их в обычных условиях проходки составляет 4 м², а на скоростных — 1,5—3,0 м². Коэффициент одновременности работы ручных бурильных машин составляет 0,8—0,9 при последовательном выполнении бурения и погрузки породы и 0,5—0,6 при совмещении бурения и погрузки.

Заряжание и взрывание шпуровых зарядов. Общая продолжительность заряжания и взрывания, включая подъезд проходческого оборудования на взрывобезопасную высоту и проветривание,

$$T_{\text{з}} = \frac{1}{\text{Л}_{\text{з}} \text{И}_{\text{з}}} \cdot \frac{1}{\text{з. п. з. } \wedge_{\text{пр}}}$$

где $M_{\text{з}}$ — число проходчиков, участвовавших в заряжании; $а_{\text{з}}$ — коэффициент, учитывающий сокращение числа проходчиков на стадии монтажа электросети (составляет в среднем 0,75—0,85); $t_{\text{з}}$ — общие затраты времени на заряжание одного шпура, включая монтаж электросети и ее проверку, мин, для обычных условий при патронах диаметром 45 мм, длиной 200—250 мм $t_{\text{з}} = 4 \cdot f \cdot 1,1/\text{ш}$; $\wedge_{\text{п.з}}$ — несовмещенная продолжительность подготовительно-заключительных операций (спуск ВМ, подъем проходческого оборудования и выезд смены), мин; $t_{\text{пр}}$ — время на проветривание, включая приведение ствола в безопасное состояние, оно не превышает 45 мин.

Число проходчиков, участвующих в заряжании, устанавливают по удельной площади забоя, приходящейся на одного заряжающего: на скоростных проходках — 4—6 м², а на обычных — 7—10 м².

Критерием оценки продолжительности горнопроходческого цикла являются затраты времени на 1 м подвигания забоя

$$T_{y.уд} = \frac{V}{\text{«б. «} M_{б. м} \left(\frac{1}{\gamma_{те}} \cdot \frac{1}{\gamma_{сп}} \right) + 77 \cdot \frac{1}{\gamma_{нз}} \cdot \gamma_{Е'б. В. р. п. :}} \cdot \frac{1}{P} \cdot \frac{nl \cdot h_{зф}}{P_{уб. шах'мф} \cdot \frac{1}{\gamma_{уб. всп}} \cdot \frac{1}{\gamma_{б. всп}}} \cdot \frac{1}{\gamma_{ш. п.}},$$

где l_3 — общие затраты времени на зарядание одного шпура, включая монтаж электросети и ее проверку, мин; $S'_{б.п.р.п.з}$ — суммарная продолжительность всех подготовительно-заключительных и разовых операций на совмещенных во времени с основными работами, мин; k_p — коэффициент разрыхления пород (обычно 1,8—2); S — сечение забоя ствола, m^2 ; $h_{зф}$ — высота породы, погружаемой во второй фазе, м; $K_{ф}$ — коэффициент средней производительности уборки породы в первой фазе (0,7—0,9); $P_{гф}$ — средняя производительность труда одного проходчика во второй фазе уборки, $m^3/ч$; $M_{уд}$ — число проходчиков, занятых на уборке породы во второй фазе; $t_{yg.всп}$ — продолжительность операций по перестановке погрузочных машин по мере подвигания забоя (в среднем 0,5—0,8 ч).

Чтобы определить оптимальную глубину шпуров по удельной трудоемкости, следует выразить все величины, входящие в горнопроходческий цикл, через соответствующие функции и исследовать полученную зависимость на минимум трудовых затрат, считая аргументом $l_{ш.п.}$. Значение, соответствующее минимуму функции при установленных скоростях проходки, и будет оптимальной глубиной, т. е.

$$l_{ш.п.} = f(N, V_d, v_n, P).$$

Глубину шпуров для забоев вертикальных стволов шахт Н. М. Покровский рекомендует определять по фактору бурения

$$l_{ш.б.} = \kappa M_{б.м} v / N,$$

где t_x — продолжительность бурения комплекта шпуров; N — число бурильных машин, одновременно работающих в забое ствола; v — скорость бурения одной машиной, м/ч; κ — коэффициент использования погрузочной машины во времени;

$$l_{ш.п.} = \frac{v/2}{P_{нз}},$$

где κ_p — коэффициент использования погрузочной машины во времени; t_x — продолжительность погрузки породы, ч; P — производительность погрузки по забою, $m^3/ч$; g — к. и. ш.; S — площадь поперечного сечения ствола в проходке, m^2 .

Принятая глубина шпура должна отвечать условию $l_{ш.б.} = l_{ш.п.}$, в противном случае необходимо принимать меньшее значение.

$Kv \quad uP$

Принятая глубина шпуров должна быть проверена:
по фактору водоотлива

$$\leq \text{III} \quad \text{ВОД} \quad \text{—} \quad \frac{Wg-2P_{\text{вод}}}{J_i}$$

Ш. ПОД *Swk t* '

Необходимо, чтобы

$$\wedge_{III} \Pi \square \wedge \wedge_{III} \delta \sim \wedge_{III} \Pi \wedge \wedge_{III} \square \triangleright$$

'Ш, ПОД ^ 'Ш, С ^ ^ВОД-

Т а б л и ц а 111.72

Диаметр головок буров и патронов ВВ

Диаметр, мм		Площадь поперечного сечения ствола в проходке, м²	
голсвки патрона бура ВВ	Способ проходки		ВВ
32	Обычный	До 20	Любые
32	Специальный (тампонаж или замораживание горных пород)	Любая	Аммонит Л° 6ЖВ и др. со сходной характеристикой
36	То же		То же
36	Обычный	До 20	Скальный аммонит, аммонит № 6ЖВ и другие, мощные ВВ
45		Более 20	То же

§ 20. Параметры буровзрывных работ в лавах

С применением буровзрывных работ уголь отбивают в забоях с врубовыми машинами или комбайнами, при разделке ниш и кутков, а также для предварительного ослабления массива перед комбайном и стругом при крепких и весьма крепких углях. При гидродобыче взрыв используют для рыхления массива угля.

Буровзрывные работы в очистных забоях в тонких и средней мощности пластах. В лавах с врубовой машиной шпуры бурят ручными электросверлами. Шпуры располагают через каждые 2—3 м в один

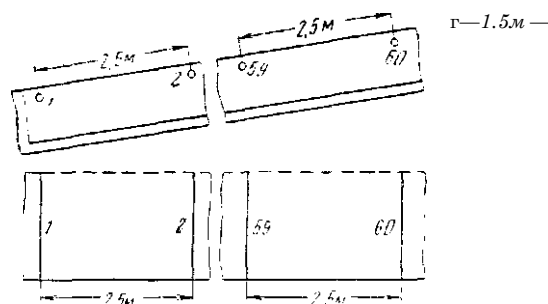


Рис. III.55. Расположение шпуров лавах с нижним машинным врубом:
1—60 — номера шпуров

или несколько рядов (рис. III.55) в зависимости от крепости угля и мощности пласта. Величина шпурового заряда колеблется в пределах 0,2—0,4 кг, что составляет на 1 т 0,15 кг. Шпуровые заряды взрывают с применением ЭД мгновенного или короткозамедленного действия.

На крутых и наклонных пластах выемку выполняют с применением взрывных работ и отбойных молотков. В зависимости от мощности пласта шпуры располагают в один, два и три ряда. Для пластов мощностью до 1,5 м наиболее целесообразно двухрядное расположение шпуров. Расстояние между шпурами, в зависимости от крепости угля, составляет 0,6—1,2 м, а глубина шпуров 1—1,3 или 1,6—2,0 м, в зависимости от устойчивости боковых пород и ширины вынимаемой полосы. Для предотвращения повреждения приабоинной крепи шпуры располагают с некоторым наклоном по падению пласта. Одновременно в одном уступе взрывают до 20 шпуровых зарядов.

При выемке мягких и средней крепости углей (рис. III.56) расход ВВ на 1 т составляет 0,37, при крепких углях (рис. III.57) — 0,7 кг (табл. III.73).

При мелкошпуровом методе глубина шпура находится в пределах 2—3 м, расход ВВ на 1 т отбитого угля составляет 0,4—0,6 кг, в зависимости от крепости угля. При длинношпуровом методе глубина шпуров составляет 6—13 м, масса шпурового заряда — 3—6 кг. Длинношпуровой метод рыхления позволяет повысить среднесуточную добычу угля в 2,8 раза, производительность труда в 1,9 раза, снизить себестоимость 1 т угля на 40% по сравнению с мелкошпуровым способом.

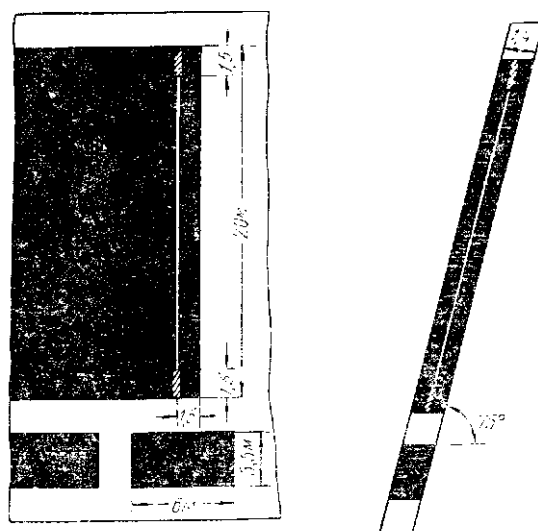
1 а п л и а
Расход ВМ и трудоемкость работ в очистных тлбчх
(на 1000 т угля)

ЛЧШОС

сказатель

		ПРИ /			При f -- 2		
ВВ, кг		140	90	70	210	140	110
		320	210	170	470	310	250
		600	400	320	900	600	480
Трудоемкость бурения, чел.-смен		5,2	3	2	10	5,7	4,2

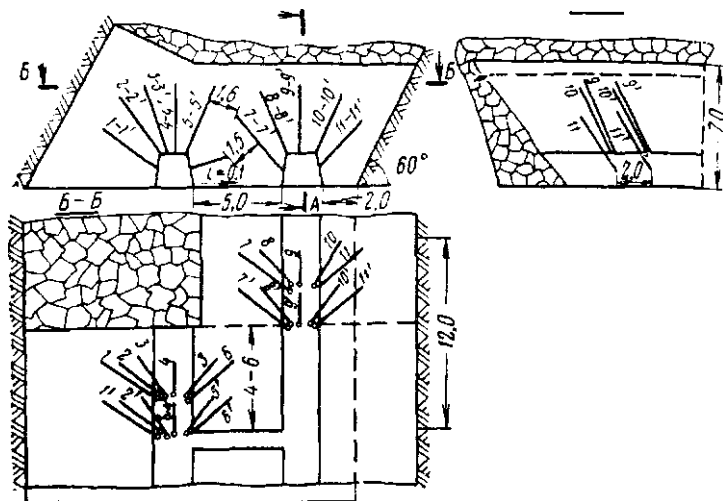
Типовой паспорт буровзрывных работ для предварительного ослабления угольного массива (рнс. 111.59) предусматривает, что шпуры в каждой заходке располагают веером в два поперечных ряда с расстоянием между рядами 2 м; глубина шпуров 2 и 4 м. Шпуры распо-



Рнс. 111.58. Длиношпуровой метод отбейки угля

лагают таким образом, чтобы заряды, расположенные со стороны предыдущей заходки, находились бы от ее забоя не ближе чем на 1,5 м с учетом тройного запаса требуемой минимальной л. н. с. При взрывании все» группы шпуровых зарядов целик угля в сторону предыдущей заходки не разрушается и лам самым надежно ограждает при взрывании новую

заходку от предыдущей. В этом заключается принцип взрывания в закрытой заходке. При этом способе должно строго соблюдаться условие — до начала взрывания в новой заходке нужно полностью



Порядок взрывания	Расход 9Д-8-56, шт.	№ шпуров, взрываваемых в одну серию	Длина шпура, м	Угол наклона проекции шпура, градус		Масса заряда, кг	Длина внутренней забойки, м
				горизонтальной	вертикальной		
I	2	1—1	4	30	30	1,6	2,4
	2	2—2	4	40	40	1,6	2,4
	2	3—3	4	60	30	1,6	2,4
	2	4—4	4	90	30	1,6	2,4
	2	5—5	4	50	30	1,6	2,4
	2	6—6	2	40	60	0,8	1,2
II	2	7—7	4	40	35	1,6	2,4
	2	8—8	4	50	30	1,6	2,4
	2	9—9	4	90	30	1,6	2,4
	2	10—10	4	60	30	1,6	2,4
	2	11—11	4	40	35	1,6	2,4

Рис. 111. 9. Паспорт буровзрывных работ для закрытых заходок на крутых пластах гидрошахт

обрушить предыдущую, при этом забой этой заходки должен быть хорошо подбучен, т. е. должны отсутствовать свободные пустоты для скопления метана. Соблюдение этих условий исключает воспламенение метана при взрывных работах в забоях гидрошахт, опасных по пыли или газу всех категорий.

§ 21. Контурное взрывание шпуровых зарядов

Оконтуривающие шпуры бурят возможно ближе к проектному контуру сечения выработки с одновременным уменьшением расстояния между соседними шпурами. Шпуры заряжают таким образом, чтобы порода разрушалась только по линии, соединяющей соседние заряды. Это достигается вследствие увеличенных напряжений на линии расположения зарядов. При этом достигается почти точное соответствие фактического и проектного контуров выработки. Кроме того, благодаря меньшему разрушению массива устойчивость выработки увеличивается.

Уменьшение действия взрыва в глубь массива достигается: применением ВВ с низкими энергетическими характеристиками; применением большого (15—20 мм) радиального зазора между патроном ВВ и стенками шпура, а также зарядов специальной конструкции (рис. 111.60).

Коэффициент сближения оконтуривающих шпуров (табл. 111.74)

$$t = a/\Gamma,$$

где a — расстояние между оконтуривающими шпурами; W — л. н. с.

Расстояние между оконтуривающими шпурами в зависимости от рекомендуемой ими л. н. с. (не более 0,6 м в породах монолитных и средней трещиноватости и не более 0,8 м в сильнотрещиноватых породах) Л. И. Барон и А. В. Ключников предложили определять по формуле

$$a = 0,95 \sqrt{W}, \text{ м.}$$

Величину оптимального удельного заряда оконтуривающих шпуров рекомендуется вычислять с учетом трещиноватости пород, для чего вводится коэффициент относительной монолитности, который имеет следующие значения:

Расстояния между трещинами, м	1—1,5	0,15—1,5	<0,15
и более			
$\lambda_{\text{м}}$	1	0,5	0

При таких величинах удельный расход ВВ для оконтуривающих шпуров необходимо определять по формулам соответственно:

$$1^{\text{м}} = 0,98\Gamma - 0,0326\lambda_{\text{др}}\Gamma, \text{ кг/м}^3; \quad \lambda_{0,5} = 0,69\Gamma - 0,016\lambda_{\text{др}}\Gamma, \text{ кг/м}^3;$$

$$q_0 = 0,4W, \text{ кг/м}^3,$$

где $\lambda_{\text{др}}$ — показатель дробимости горной породы, определяемый на основе лабораторных испытаний пяти—семи образцов или ориентировочно,

$$= 67 // - 1,7, \text{ см}^3.$$

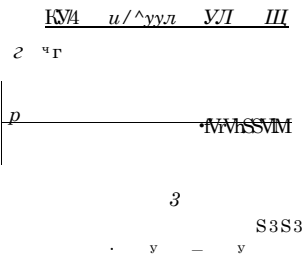


Рис. 111.60. Конструкция заряда ВВ:

a — с воздушными промежутками; b — с патронами уменьшенного диаметра и усиленным зарядом в донной части; $в$ — с деревянным стержнем со стороны массива породы и усиленным донным зарядом; 1 — заряд; 2 — забойка; 3 — дере-

Т а б л и ц а III.93

Параметры расположения оконтуривающих шпуров (по данным ВНИИОМШСа)				
Порода	$a, м$	$W, м$	$r, м$	Применение
Песчано-глинистые сланцы	0,4		0,8	В горизонтальных, наклонных горных выработках сечением в проходке больше 15
Песчаники мелкозернистые	0,4	0,4	1,0	То же
Крепкие граниты и плотные известняки	0,5	0,0	0,8	В тоннелях больших поперечных сечений
Плотные песчаники	0,85	1,0	0,85	То же
Слабые трещиноватые песчаники и алевролиты	I 0,8-1,0 : 0,9-1,1			0,9

Оконтуривающие шпуровы обычного диаметра (43 мм) заряжать патронами малого диаметра (28 мм) или при пег.с v ^ патронов обычного диаметра (32 мм) — бурить коронками большого диаметра (52 мм). Заряды оконтуривающих шпуров (икати пнем шпуров, расположенных в угловых частях выработки) .u i димо взрывать одновременно.

Предложенные зависимости позволяют рассчитывать пряке контурного взрывания и вносить соответствующие коррективы определении общего заряда ВВ и числа шпуров на забой. Пексто | перерасход буровых работ путем сближенного расположения sарvi компенсируется снижением расходов на крепление и под ,<р-ий выработок. Этот способ взрывания широко применяют при прох- выработок в монолитных породах и при гидро техническим срpt 1:!!!.

§ 22. Беспламенное взрывание

На угольных шахтах сверхкатегорных в особо опасных челсы': где применение высокопредохранительных ВВ запрещено, нл.о „,*„ потенциальную энергию сжатого газа, превращая ее. в киш-».. iuv. энергию разрушения угля без образования пламени.

Аккумулятором энергии является металлический патрон, ео'ь > щий из зарядной головки, разрядной головки с вы, \лопш/«и отит,' стаями (для выхода газов) и гильзы, изготовленной из вксокопрочш легированной стали. В разрядной головке установлена ме;a/1.тпческ;

срезная диафрагма. Запас потенциальной энергии в металлических патронах может быть создан различными способами и зависит от которых беспламенное взрывание разделяется на гидрокс, аэродокс, кардокс и другие способы.

Гидрокс. Запас потенциальной энергии создается путем химической газификации порошкообразного заряда в герметически замкнутом сосуде (рис. III.61). Давление газов в металлическом патроне возрастает до прорыва диафрагмы, после чего газы вырываются в шпур. Основной частью газообразных продуктов, образующихся при переходе заряда из конденсированного состояния в газообразное, являются пары воды ($\text{GO}—70\%$).

От иницирующего элемента загорается инициирующий состав, обеспечивая реакцию основного заряда, в связи с чем рабочее

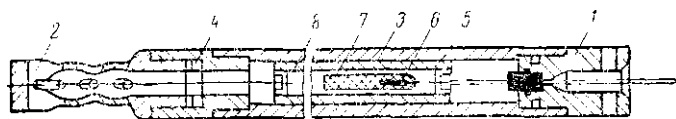


Рис. III.61. Патрон гидрокс с зарядом Бв-48:

1 — зарядная головка; 2 — разрядная головка; 3 — груба; 4 — сменная срезная диафрагма; 5 — оболочка заряда; 6 — электротермический элемент; 7 — инициирующий состав; 8 — основной состав

давление газов в патроне достигает 1600 кг/см^2 . Под действием высокого давления срезается калиброванный металлический диск и газы через отверстия разрядной головки вырываются в шпур, разрушая уголь или породу.

Металлические патроны для заряжания гидрокса выпускают двух типоразмеров: В-1 диаметром 48 мм и длиной 1210 мм и В-2 диаметром 53 мм и длиной 1320 мм. Для патронов В-1 применяют заряды БВ-48 массой 190 г и срезные диски толщиной (калибра) 1,5 мм; для патронов В-2 — заряды с массой 270 г и срезные диски толщиной 2,0 мм.

При диаметре патрона 80 мм шпур бурят резцами диаметром 51 мм с применением буровых штапг диаметром 48 мм; при диаметре патрона 53 мм — резцами диаметром 60 мм и штангами диаметром 57 мм. Заряды БВ-48 применяют для отбойки угля в различных забоях угольных шахт (рис. III.02—III.65).

Аэродокс. Источником потенциальной энергии служит сжатый воздух, который вырабатывается компрессором (800 кг/см^2) производительностью $3 \text{ м}^3/\text{мин}$ и поступает по магистральному трубопроводу (рис. III.66), проложенному по горным выработкам и далее по гибких бронированным рукавам в пневмопатрон — аккумулятор энергии сжатого воздуха.

Подачу воздуха в магистральную сеть, в забой (рис. III.07) и в пневмопатроны регулируют при помощи магистральных, забойных и отбойных вентилей.

Работа пневмопатрона основана на принципе срезания калиброванного металлического диска (по аналогии с патроном гидрокс), полочки штапга. В соответствии с этим различают пневмопатроны Дисковые, золотиньные и порпиевые. В зависимости от калибра

Y	u	u	u	J
3	6	9	15	№ 21
2	5	8	11	№ 17
6	6	6	6	№ 6
!	4	7	W	№ 19
P	P	P	P	P



Рис. III.62. Расположение шпуров при отбойке угля зарядами БВ-48 в нйшах комбайновых лав

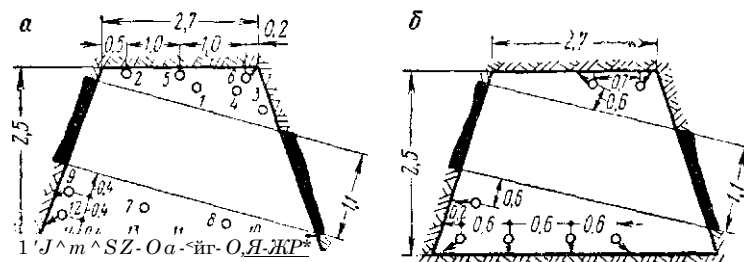


Рис. III.63. Расположение шпуров при подрывке породы в подготовительных забоях:

а при взрывании зарядами БВ-48; б е- при взрывании аммонитом ПЖВ-20

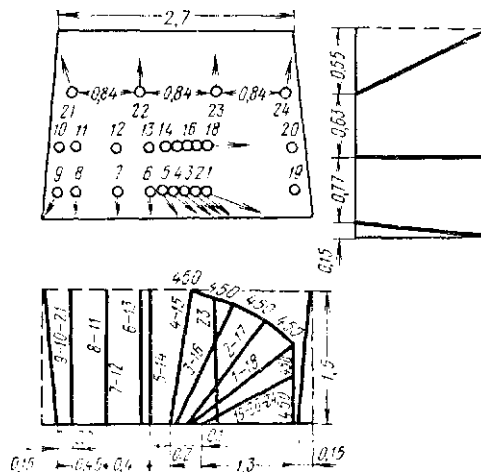


Рис. III.64. Расположение шпуров при отбойке угля зарядами БВ-48 в подготовительных забоях

Рис. III.65. Расположение шпуров при отбойке угля в очистных забоях при наличии вруба

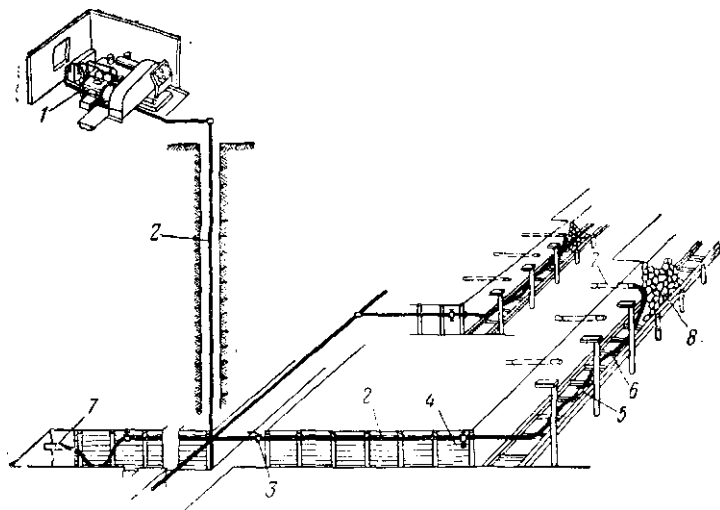
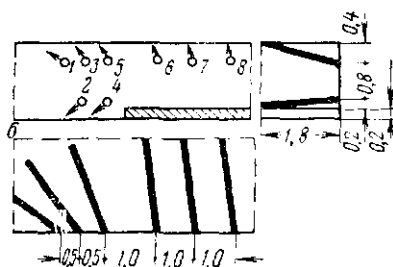


Рис. III.66. Схема отбойки сжатым воздухом высокого давления:
1 — компрессор высокого давления КВД-3/800; 2 — стальной магистральный трубопровод наружным диаметром 25 мм (внутренний 16 мм) на рабочее давление 700 кгс/см²; 3 — магистральный вентиль; 4 — забойный вентиль; 5 — отбойный вентиль; 6 — бронированный рукав наружным диаметром 17 мм и внутренним 4,5 мм; 7 — пневмопатрон; 8 — отбитый уголь

срезаемых устройств рабочее давление сжатого воздуха в пневмопатроне регулируется в пределах 300—700 кгс/см².

Пневмопатроны выпускают диаметром 42, 54 и 63 мм и длиной, от 100 до 2300 мм. При патронах диаметром 42 мм применяют резцы диаметром 47 мм и буровые штанги диаметром 43 мм, при патронах, диаметром 54 мм — резцы 60 мм и штанги 57 мм, в патронах диаметром 63 мм — резцы 70 мм и штанги 67 мм.

Средства беспламенного взрывания обеспечивают безопасно ведение взрывных работ в шахтах, опасных по газу, пыли и внезапным выбросам.

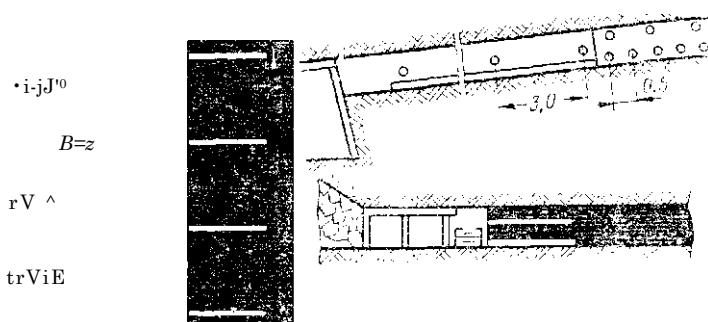


Рис. III.67. Расположение шнуров в очистных забоях при отбивке тронами аэрдок

выбросам, снижают трудоемкость выемки угля по сравнению с применением отбойных молотков, совмещают технологические процессы; при выемке угля во времени, не ухудшают санитарно-гигиенические условия труда и сортность угля (антрацита). Способы и средства беспламенного взрывания рекомендуются для шахт сверхкатегории I и II категории по газу, опасных по пыли и внезапным выбросам, при разрушении углей с коэффициентом крепости $f = 1\text{--}2$, антрацит и слабых глинистых сланцев.

Глава XI

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ ПЕСТЫ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

§ 23. Посадка кровли в лавах взрывным способом и перепуск обрушенных пород в нижние подэтажи и горизонты

Управление кровлей полным обрушением применяют при и в кровле угольного пласта мощного слоя крепких пород, трудносоразмерных при выбивании крепи и при увеличенном пылепродукции; т. е. достаточной для самообрушения кровли длине лавы; при особ. опасных условиях для выбивания крепи, преимущественно в лавах крухих или

стов и в горизонтальных и наклонных слоях мощностью 3,5 м и более. Посадку кровли лавы производят взрыванием шпуровых, скважинных и котловых зарядов ВВ.

Шпуровые заряды применяют в лавах, имеющих в кровле пласта труднообрушаемые крепкие слои породы мощностью 3—6 м независимо от угла падения пласта при мощности последнего 1,8 м и более, при средней и малой длине забоя.

В мощном слое (до 6 м) труднообрушаемых породах коэффициентом крепости $f = 8-10$ применяют веерный вруб и два ряда отбойных

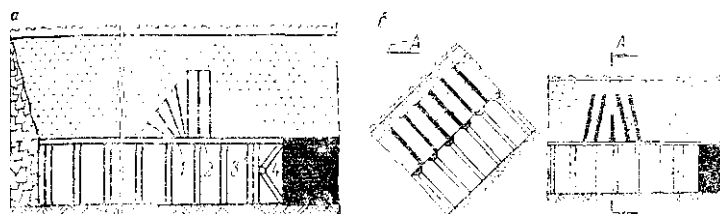


Рис. 111.68. Расположение шпуровых зарядов в мощном слое труднообрушаемых пород для посадки кровли:
1 — веерные шпуры; 2 — отбойные шпуры; 3 — посадочная крепь; 4 — распорная стропильная крепь

шпуров (рис. 111.68, а). При взрывании по этой схеме удельный расход ВВ относительно велик и составляет 3,7 кг на 1 м³ обрушаемой породы в целике.

Для посадки лавы при менее крепких породах ($f = 6-8$), мощность которых составляет 3—4 м, шпуры располагают в виде сдвоенного клинового вруба (рис. 111.68, б). При этом удельный расход ВВ $q = 2,5$ кг/м³.

Общее количество ЗВ на забой

$$Q = qV, \text{ кг}, \quad (\text{III } 14)$$

где V — объем разрушаемой породы, м³

$$V = SL, \text{ м}^3,$$

где S — сечение обуренной заходки, м²; L — длина лавы, м.

Число шпуров

$$V = Q Q,$$

где Q — масса заряда ВВ в одном шпуре, кг.

Расстояние между шпурами в ряду при схемах с веерным и клиновым врубом принимают не менее 0,5 м, а между рядами — не более 1 м.

Совершенствование систем разработки и внедрение пылевых производственных систем очистки выемки вызывают необходимость перехода от шпурового метода взрывных работ к скважинному.

В шахтах, опасных по газу или пыли, скважины бурят с поверхности и не доводят их до потолочины лавы по проектную л. н. е., а величину $K_{\text{обор}}^{\text{обор}}$ принимают расстояние от дна скважины до открытой

поверхности (рис. III.69). Скважины располагают параллельно забою лавы в один ряд. Часть скважины, занятая забойкой, должна по длине вдвое превышать л. н. с. в сторону кровли лавы. В противном случае заряд может сработать в сторону устья скважины.

Параметры взрывных работ рассчитывают следующим образом: рекомендуемый диаметр скважинных зарядов 100—150 мм; в зависимости от диаметра скважины d (мм) определяют л. н. с.

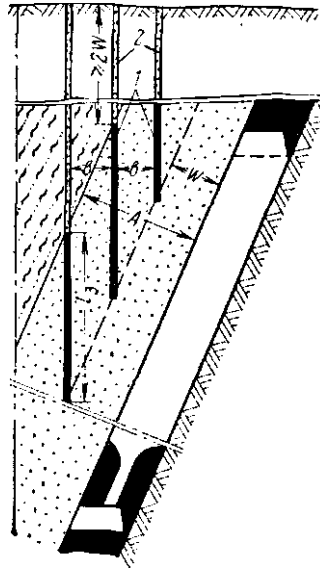


Рис. 111.69. Расположение скважинных зарядов при посадке труднообрушаемой кровли лавы на крутых пластах:

1 — скважинные заряды; 2 — забойка

$$85 \frac{A_x}{mq} \text{ м,}$$

где D — плотность заряжения, кг/дм³; t — относительная длина заряженной части скважины,

$$"_{кр} \cdot W$$

где $h_{кр}$ — мощность разрыхляемого слоя породы кровли пласта, м; l_3 — длина заряженной части скважины; принимается $t = 0,5$ – $0,8$; t — относительное расстояние между скважинами, $ш = b/W$; здесь b — расстояние между скважинами по горизонтам, м, для улучшения рыхления и обеспечения разлома кровли принимают $t = 0,75$ – $0,85$.

Удельный расход ВВ принимают: 0,5—0,6 кг/м³ — для пород с $f = 6$ – 8 и 0,6—0,8 кг/м³ — для пород с $f = 8$ – 10 .

Масса скважинного заряда

$$Q = h\rho, \text{ кг,}$$

где ρ — вместимость 1 м скважины, $\rho = 7,85d^2 D$.

Общее количество ВВ на посадку кровли определяют из выражения (111.14).

При глубине от поверхности до середины лавы более 100 м (прочность пород $f \geq 6$) целесообразно применять способ посадки кровли взрыванием котловых зарядов. Он отличается от скважинного тем, что для размещения общего заряда бурят не более двух-трех скважин.

Масса сосредоточенного котлового заряда

$$Q = q W^3, \text{ кг,} \quad (III.15)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³. Практически q может быть принят не более 0,5 кг/м³, так как котловой заряд должен работать в сторону открытой плоскости кровли лавы и только на рыхление

1).

Общий расход ВВ на один или несколько прострелочных зарядов для образования котла

$$Q_n = P \cdot n, \text{ кг,}$$

Т а б л и ц а III.93

Характеристики зарядов при нескольких
последовательных простреливаниях

Показатели	Категория крепости по ЕНиР—69								
	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Порядок простреливания:	0,01	0,018	0,025	0,05	0,1	0,14	0,17	0,2	0,27
1-й									
2-й	50	28	21	10	5	4	3	2,6	1,9
3-й	2000	700	350	100	24	12	8	6	3,1
4-й					100	38	20	12,5	4,7
5-й						100	85	36	10
6-й								70	14,8

где P — коэффициент относительного расхода ВВ на простреливание (табл. III.75).

При невозможности посадки труднообрушаемых пород кровли взрывом шпуровых, скважинных или котловых зарядов обрушенные породы из вышележащих подэтажей перепускают взрывным способом

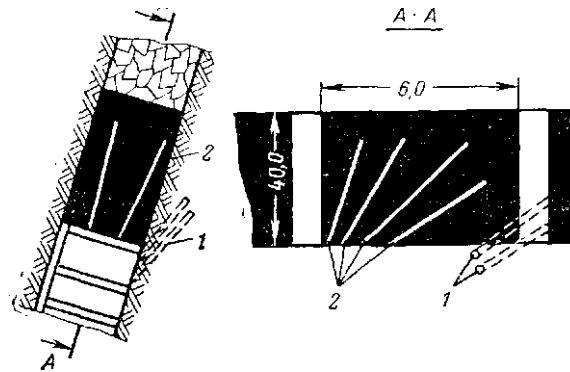


Рис. 111.70. Расположение шпуровых зарядов при перепуске обрушенных пород с верхнего подэтажа в нижний:
1 — шпуры для частичного рыхления почвы пласта; 2 — веер шпуров для разрушения целика угля

в нижележащие подэтажи. Для перепуска пород из вышележащего этажа или подэтажа взрыванием шпуровых зарядов разрушают соответственно междуэтажные или подэтажные целики угля, на которые опиралась масса обрушенных пород и угля.

В зависимости от состояния крепи обуривают все или не менее половины межэтажных целиков, расположенных по длине тага посадка лавы. Наиболее целесообразно бурить шпур в целиках угля по почти пласта (если она слабая) с веерным их расположением. Чаще шпур помещают в целике угля в два-три ряда по вертикали, в зависимости от мощности пласта (рис. 111.70). Из условия обуривания не менее $\frac{2}{3}$ целика по ширине и длине длина шпуров обычно составляет 2—3 м.

Число шпуров определяют из условия размещения общего ряда ВВ, рассчитанного по формуле (Ш.14), где удельный расход ВВ составляет 0,1—0,15 кг/м³.

§ 24. Взрывные работы по ликвидации пустот в зоне старых горных разработок

Для ликвидации пустот в зоне старых выработок эффективны, средством являются взрывы скважинных и котловых зарядов. В кровле отработанного пласта над пустотами от старых очистных работ и

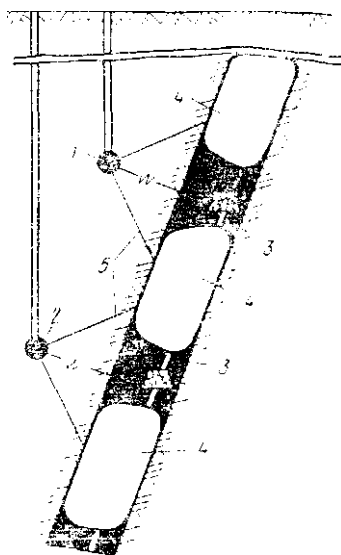


Рис. 111.71. Расположение котловых зарядов для разрушения породы, кровли и межкамерных целиков:

1, 1' — котловые заряды; 2 — межкамерные целики; 3 — пустоты в отработанных камерах; 4 — пустоты в отработанных камерах; 5 — взрывы для нормального выброса

главным образом над межэтажными или межкамерными целиками располагают скважинные или котловые заряды ВВ (рис. 111.71), предназначенные для дробления породы, разрушения опорных целиков, обрушения кровли и уплотнения обрушенных масс. В зависимости от условий и задач принимаю показателем действия взрыва: для рыхления $n = 0,75$, для нормального выброса $n = 1,0$, для усиленного выброса $n = 1,0$.

При расчете каждого заряд ВВ показатель действия взрыва учитывают, исходя из формулы М. М. Борескова, по выражению $q_v = q(0,4 - 0,6/n^3)$,

где q_v — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; q — удельный расход ВВ, принимаемый по табл. 111.72, кг/м³.

Перед началом работ для выявления маркшейдерских данных бурят разведочные скважины. Часть разведочных скважин можно использовать для зарядки ВВ и в условиях прочной забойки от мест кх выхода в пустоту до начала зарядки. Л. н. с. всех зарядов должны быть направлены в сторону отбойной или ослабленной зоны старых выработок. Расстояние от заряда до скважины должно не менее чем 1,3 раза превышать величину выброса. В сторону пустот, обеспечивая тем самым полную гарантию от действия взрыва в сторону дробящей поверхности.

Т а б л и ц а П 1.70
Зависимость удельного расхода ВВ от крепости пород
(по данным ВНИМИ)

Показатели	Коэффициент крепости пород				
	3-4	3-0	1-7	5-1	Всего
Удельный расход ВВ (кг/м ³) для аммонита ПЖВ-20 при отношении площади, занятой в основании воронки взрыва обрушенным пространством, к площади основания воронки взрыва (%):					
70—100	1,8	2,5	3,0	4,0	4,0
30—70	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
0 - 30	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0

§ 25. Массовые взрывы при тушении и изоляции подземных пожаров

В результате взрыва скважинных или котловых зарядов для рычания боковых пород над выработанным пространством (рис. 111.72) в районе очага пожара ликвидируются пустоты, уплотняются породы,

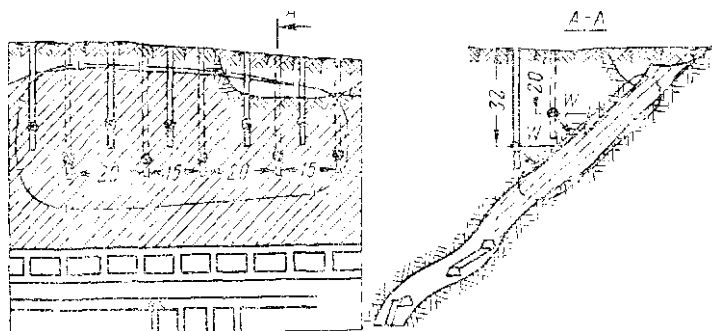


Рис. 111.72. Варывание котловых зарядов ВВ при тушении подземного пожара (размеры в метрах). Заштрихованная область пожара показана пунктиром

заполняющие выработанное пространство, горючие массивы перемешиваются с разрыхленной взрывом породой. Постепенно заиливанием уменьшается температура массива и полностью ликвидируется подземный пожар.

Скважины бурят диаметром 120 мм. При глубине скважины более 30 м их разбуривают до 180 мм. При котловых зарядах

скважины перебуривают на 5—10 м ниже места заложения котла, что обеспечивает лучшие условия простреливания.

Перед бурением взрывных скважин бурят разведочные скважины для получения сведений о расстояниях по поверхности до пустот или обрушенных пород, кроме того, через них берут пробы воздуха в зоне пожара, измеряют температуру массива. При температуре менее 600 °С разведочные скважины используют и в качестве взрывных.

При тушении подземных пожаров в качестве ВВ для основных зарядов лучше применять неприбохранительные ВВ (при взрывных работах с профилактической целью необходимо применять предохранительные ВВ).

Величина котлового заряда, как правило, не должна превышать 1600 кг, так как образование котлов большой емкости в коренных боковых породах затруднительно; л. н. с. при этом должна составлять 5—10 м. Величину основного котлового заряда можно определить, исходя из фактической л. н. е., крепости боковых пород и наличия пустоты, обрушенных пород или целиков угля в основании воронки взрыва, пользуясь величинами удельных расходов ВВ, приведенных в табл. 111.76; расстояния между скважинами в ряду и между рядами скважин следует принимать равными 1—2 л. н. е., в зависимости от количества пустот и конфигурации очага пожара.

При использовании только колонковых зарядов расстояние между скважинами не должно превышать $30d_3$, т. е. при диаметре скважины 150 мм расстояния между ними должны быть не более 4,5 м. Эти условия обеспечивают качественное рыхление массива породы. При этом скважины не добуривают до очага пожара на 2—3 м или лишнюю часть их засыпают буровой мелочью. Заряды размещают в скважине на высоту, равную мощности разрыхляемых пород, при длине забойки 6—10 м. Величину заряда в скважине определяют ее вместимостью.

§ 26. Применение взрывов камерных зарядов для борьбы с прорывами глины

Прорывы глины наблюдаются в основном при щитовой системе разработки.

Наиболее эффективным средством борьбы с прорывами глины является создание над щитом породугольной подушки путем обрушения потолочины и рыхления боковых пород методом камерных зарядов (рис. 111.73). Для создания мощной предохранительной породугольной подушки камерными зарядами массой в несколько тонн приходится рыхлить (обрушать) массивы объемом в тысячи кубических метров. Камеры располагают выше уровня монтажной рассечки в породах высячего бока пласта на расстоянии по нормали от 4 до 16 м. К камерам с вентиляционного штрека или из-под одной из секций щита проводят наклонные и горизонтальные подводящие выработки сечением 1,5—2,5 м². В горизонтальных выработках размещают забоечный материал.

Согласно рекомендациям ВНИМИ, наклонная высота предохранительной подушки над щитом (рис. 111.74) должна составлять не менее 50% наклонной высоты отрабатываемого щитом столба. Объем такой

$$V = L_{\text{нГ,щ}} M = 0,5 H_{\text{щ}} M, \text{ м}^3,$$

где $h_{\text{н}}$ — наклонная высота породугольной подушки, $h_{\text{н}} = 0,5H$, м,
— длина щита, м; M — нормальная вынимаемая мощность уголь-

рис. III.73. Посадка потолочины и разрыхление пород висячего бока при помощи камерных зарядов ВВ:

1 — ааряд; 2 — инертная пыль в мешках; 3 — кирпичная кладка; 4 — горизонтальный ходок; 5 — наклонный ходок; 6 — пробка из рудостоек; 7 — щит; 8 — контакт пласта с породами кровли; 9 — воронка взрыва

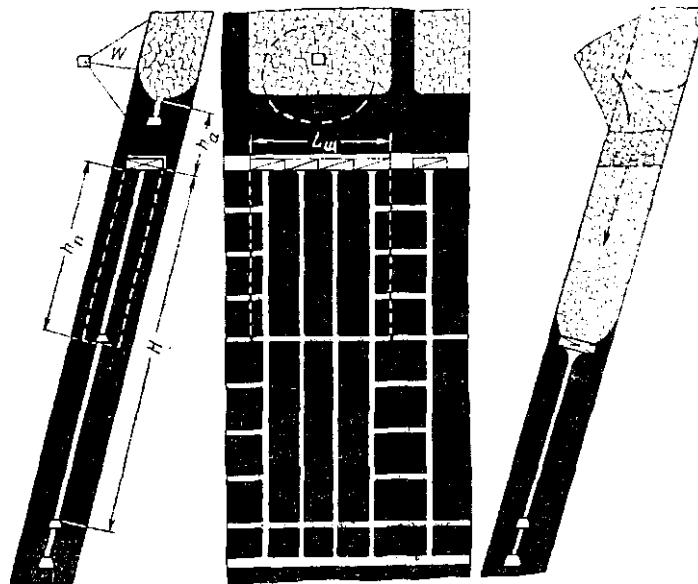


Рис. 111.74. Параметры отработки щитового столба при применении взрывов камерных зарядов

ного пласта, м; Н — наклонная высота отрабатываемого щитом столба, м.

Объем разрыхляемой взрывом породы (при действии взрыва с нормальным показателем рыхления $\mu = 1$) и угля межгоризонтного целика, обрушающегося на щит,

$$I'' = k_{\text{р.п.}} W^3 / 4 \cdot \text{ср. } \gamma A_{\text{щ}} M / l_{\text{ц}}, \text{ м}^3,$$

где $A_{\text{р.}} \text{ — коэффициент разрыхления породы, равный } 1,8\text{—}1,9 \text{ для пород мягких с } l = 4\text{—}6, 2\text{—}2,2 \text{ для пород крепких с } l = 6\text{—}12; IV \text{ — л. и. с. камерного заряда, м,}$

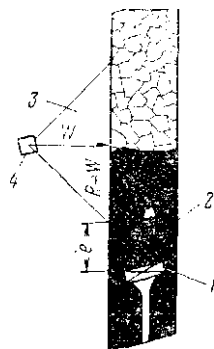


Рис. 111.75. Схема определения безопасного расстояния до щита:
1 — щит; 2 — межгоризонтный целик; 3 — расчетная воронка взрыва; 4 — заряд

$$U'' = \gamma \cdot \frac{1 \cdot \mu M}{0,5H - k_{\text{л.}} h_n}, \text{ м;}$$

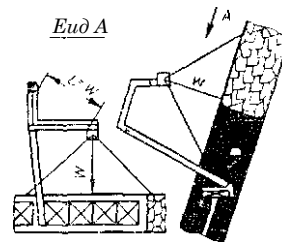


Рис. 111.76. Схемы проходки горизонтальных ходков

коэффициент разрыхления угля, равный 1,3 для угля средней крепости $s = 0,8\text{—}2$, 1,4 для угля крепкого $s = 2\text{—}4$; h_n — наклонная высота межгоризонтного целика угля, м.

В случае применения над щитом одного камерного заряда его величина

$$Q = \dots = qV^* = \frac{b_{\text{щ}} M}{k_{\text{р.п.}}} (0,5H - k_{\text{л.}} h_n), \text{ кг,}$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м^3 (см. табл. 111.76); V_B — объем воронки взрыва, м^3 .

Эта формула пригодна для расчета суммарной массы зарядов и при нескольких камерных зарядах над щитом. При этом в каждую камеру закладывают заряд величиной Q/N (N — число камерных зарядов), а величина л. и. с. каждого заряда определяется из выражения

$$IV = \gamma \frac{1 \cdot \mu M}{k_{\text{р.п.}}} (0,5/7 \cdot \dots V \gamma_{\text{л.}}) \gamma$$

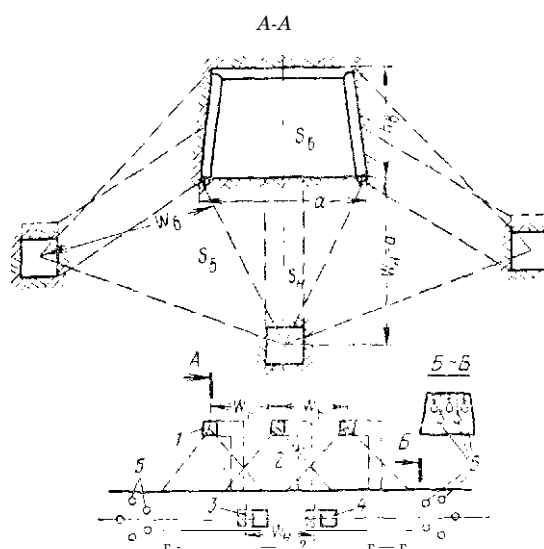
Минимально допустимое по разрушающему действию взрыва расстояние (рис. 111.75) от щита до нижнего края контура основан; i воронки взрыва по кровле пласта принимают в пределах 0,25—0,3 расчетной л. и. с.

При подготовке выработки для камерного заряда проводят горизонтальный ходок, примыкающий к зарядной камере (рис. 111.76).

§ 27. Взрывной способ сооружения баррикадных перемычек

При тушении подземных эндогенных пожаров взрывом камерных зарядов (рис. III.77) создают надежные баррикадные перемычки. Баррикадную перемычку создают рыхлением пород боков и почвы выработки в объеме, достаточном для образования плотного массива длиной 15—25 м.

Для перекрытия сечения выработки с достаточной плотностью необходимо взорвать три камерных заряда: нижний заряд, взрывае-



$$V \cdot 1 \quad E t^2 J > L11]$$

$$J \quad A$$

Рис. III.77. Взрывной способ создания баррикадной перемычки:

1 — заряд; 2 — подводящая выработка; 3 — нижний заряд; 4 — колодец; 5 — $t > t^*$ тел; 6 — мешки с водой создания предохранительной завесы при взрыве

первым, помещают на глубину равную ширине выработки В. Боковые заряды, порываемые с замедлением в 25—75 мс, размещают так, чтобы их л. н. с. была направлена примерно на середину поверхности, образуемой боковой плоскостью выработки и вновь образуемой поверхностью в результате взрыва нижнего заряда.

Для достижения достаточной плотности перемычки необходимо соблюдать следующее соотношение:

$$f \cdot S_{\text{н}} \cdot n \cdot 2S_6 \cdot f (s_{\text{н}} \cdot i \cdot 2S_g) / \Gamma_{\text{рп}}, \quad (\text{III.1C})$$

где S_B — площадь поперечного сечения выработки в черне, m^2 ; S_H и S_q — площадь в целике, разрыхляемая взрывом нижнего и бокового заряда, m^2 ; f_{ep} — коэффициент разрыхления взорванной горной массы; γ — коэффициент запаса, $\gamma = 0,84-0,95$.

В формулу подставляют средневзвешенную величину γ_B при наличии различных пород, образующих переемы. Учитывая, что

$$S_B = 0,5B^2 \quad 0,4 (B + L_B) \Gamma_B,$$

где h_B — высота выработки (табл. III.77), формулу (III.16) можно написать в виде

$$S_B + 0,5B^2 + 0,8 (B + K) W_6 = [0,5B^2 + 0,8 (B + h_B) W_6] f_{ep} T,$$

отсюда

$$\gamma_B = \frac{V_{P1}^i - 1}{0,8B + h_E} \quad 0,5 B^2$$

Массу камерных зарядов определяют по формуле (III.15).

Т а б л и ц а III.77

Расчетные параметры при $f_{ep} = 1,5$ и $\gamma = 0,9$
для типовых сечений выработок

Показатели	Трапециевидное сечение		Арочное сечение	
Площадь поперечного сечения выработки, m^2	9,7	15,6	9,1	16,2
Ширина выработки, м	3,8	5,8	3,6	4,8
Высота выработки, м	2,8	2,9	3,1	3,8
Расчетная л. н. е., м	4,4	4,5	4,75	5,9

Удельный расход ВВ в зависимости от крепости пород

γ_B кг/ m^3

Уголь:

мягкий $\gamma = 0,64-0,8$ 0,3—0,4
 средней крепости $\gamma = 0,8-1,2$ 0,4—0,5
 крепкий $\gamma = 1,2-1,8$ 0,5—0,6

Аргиллиты и алевролиты:

средней крепости $\gamma = 5-6$ 0,8
 крепкие $\gamma = 6-8$ 0,9—1,0

Песчаники:

средней крепости $\gamma = 6-8$ 0,9—1,0
 крепкие $\gamma = 7-10$ 1,0—1,1

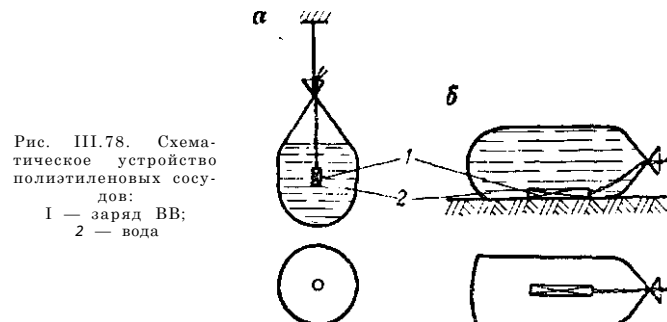
В табл. III.78 приведены параметры зарядов ВВ нижних и боковых камер для образования баррикадных переемы в выработках трапециевидного и арочного сечений при удельном расходе 1 кг/ m^3 .

Т а б л и ц а III.93

Параметры камерных зарядов

T V м	w ₆ , м	Общее число нижних зарядов	Общее число боковых зарядов	Длина пере- мычки, м	Q _н , кг	Q _б , кг	Общая масса ВВ, кг
3,8	4,4	3	6	10	55	85	675
5,8	4,5	3	6	12	195	90	1125
4,8	5,9	3	6	9	110	205	1560
3,6	4,75	3	6	8	47	107	783

При взрывном способе создания баррикадных перемычек в шахтах, опасных по газу или пыли, для предупреждения возможных вспышек местных скоплений метана необходимо применять водяные завесы. По методу МакНИИ завесы создают распылением в выработке воды из полиэтиленовых сосудов, для чего в них взрывают заряды ВВ, не воспламеняющих взрывоопасную метано-воздушную и пылевоздушную среду (см. рис. III.77). Чтобы создать надежную водяную завесу в забоях выработок при взрывных работах, следует применять сосуды ем-



костью 20—25 л (рис. III.78, а) или 40—45 л (рис. III.78, б). Воду из полиэтиленового сосуда распыляют взрывом патрона ПВП-1 или угленита Э-6 в специальных патрончиках диаметром 32 мм и массой 100 г при емкости сосуда 20—25 л и взрывом патрона ПВП-1 или угленита Э-6 массой 150—200 г при емкости 40—50 л.

Заряды в сосудах с водой инициируют только предохранительными ЭД мгновенного действия. Максимальное время последней ступени замедления ЭД короткозамедленного действия при взрывных работах в угольных и смешанных забоях, а также при сотрясательном взрывании с учетом разброса по времени срабатывания не должно превышать 200 мс.

Шпуровые заряды в подготовительных выработках, проводимых только по породе, инициируют электродетонаторами ЭДКЗ с максимальным временем замедления последней ступени не более 300 мс. ЭД, раз-

мещенные в шпурах, а также в сосудах с водой, соединяют в общую взрывную цепь последовательно и взрывают от одного взрывного импульса.

В угольных забоях для заполнения сосудов необходимо применять воду с добавкой смачивателя ДБ в количестве 0,19% по объему.

§ 28. Изоляция горных выработок взрывным способом от проникновения воздуха с поверхности

Горные выработки от прорывов воздуха изолируют рыхлением пород висячего бока пласта с опережением очистного забоя.

Положительные результаты при взрывании по устойчивым трещинам ($\ell = 8-10$) получаются при расположении скважин глубиной 10—15 м и диаметром ПО—120 мм в один или два ряда. Расстояние

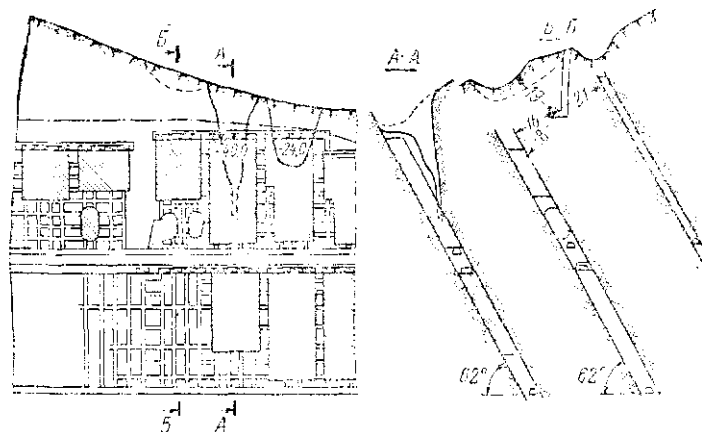


Рис. III.79. Применение взрывов инициированных зарядов БЗ для изоляции горных разработок от поверхности

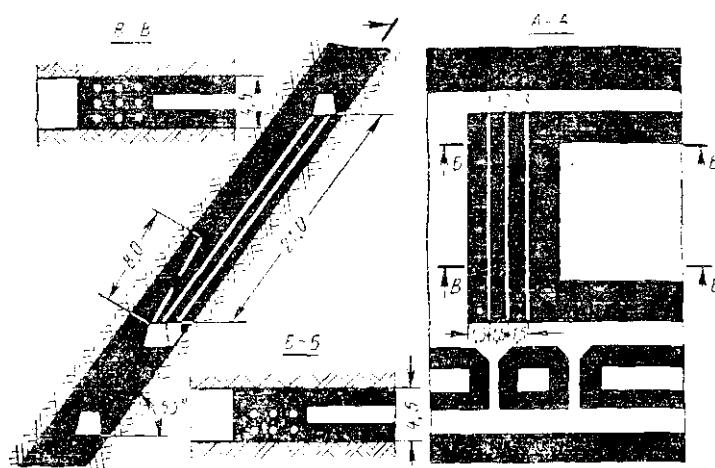
между скважинами в ряд и между рядами составляет 3—4 м. Высоту заряда в скважине принимаю! (5—10 кг; масса заряда БЗ в каждой скважине 40—100 кг.

При невозможности по условиям рельефа мест и и j i i Су-ровое оборудование используют способ изоляции lit i ох от поверхности опережающим рыхлением пород в(r-ными зарядами (рис. III.79). Опережающее взрыва: i i с i ц-ядов ($Q = 10$ т), закладываемых в шурфы (минные к^т 1 t itchi до 22 м, позволяет разрыхлять при каждом взрыве дт 1 гые , ли и надежно изолировать подъемные шпелботки от прорывов пестуха.

При проектировании взрыва в таккл условиях кадгорный заряд следует размещать так, чтобы ею расстояние от гыря'птлнкого ппостран-етва W составляло 85- 90"с от расстояния до новерхноетп. Мессу за-ряда при этом рассчитывают по формуле (111.14).

§ 29. Выемка угля в лавах с применением взрывных работ

Взрывной способ выемки угля (рис. III.80) наиболее широко применяют при крутом падении пластов и системах разработки длинными столбами по простиранию. Длина очистного забоя 20—40 м, расстояние между промежуточными (опорными) целиками 20—30 м, ширина целиков 2—3 м. Систему применяют при следующих условиях: мощность угольного пласта до 5,5 м (в отдельных случаях мощность достигает 6 м); угол падения свыше 35°; отсутствие включений колчедана;



А

Рис. III.80. Чака со взрывной безлюдной выемкой угля:
1, 2, 3 — подготовленные к отбойке ленты угля

глубина разработки и газоносность пластов ограничивают ее применение только в пластах с внезапным и суфляраком выделением метана; кровля должна быть устойчивой, труднообрушаемой. При данных условиях наклонная высота этажа составляет 80—100 м. Этаж разделяется на два-три подэтажа. Очистные работы ведутся одновременно во всех подэтажах с опережением нижнего верхним на 40—50 м.

На пластах мощностью до 3 м по высоте очистного забоя бурят одну скважину, при большей мощности — две. Расстояние между скважинами по простиранию 1,3—2,5 м. Скважины заряжают рассредоточенными зарядами ВВ диаметром 98—107 мм с водяной забойкой и с применением ДШ (рис. III.81, а) или сплошным зарядом без ДШ (рис. III.81, б). Патроны ВВ (аммонита ПЖВ-20) в пределах сечения скважины располагаются в один-три ряда. Промежутки между отдельными ярусами рассредоточенных зарядов составляют одну-три длины патрона ВВ. Для гарантии безотказности взрывания скважинных зарядов ВВ применяют патроны-боевики с двумя ЭД. Способ взрывания электрический. ДШ предназначается только для передачи детонации

от одного яруса заряда ВВ к другому. В шахтах, опасных по газу или пыли, применяют предохранительный ДШ, допускается также непредохранительный, но без выхода его из скважины.

На пластах мощностью до 1,5 м бурят одну скважину, на пластах мощностью 1,5—2,5 м и более — две-три скважины. Расстояние между

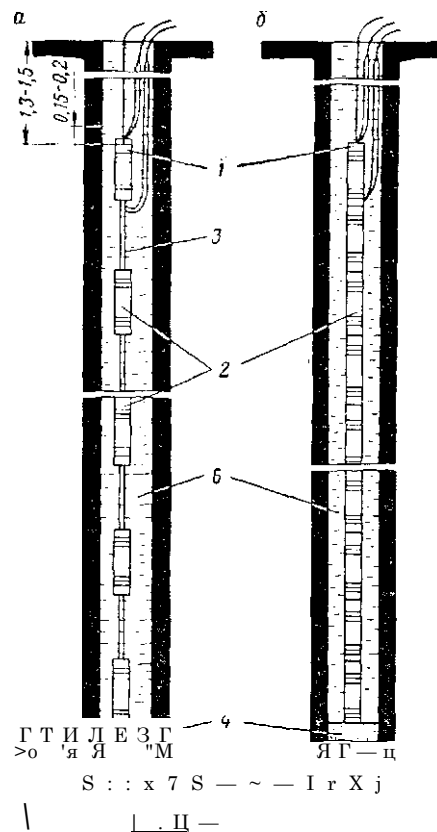


Рис. III.81. Конструкции скважинных зарядов ВВ:
1 — электродетонаторы;
2 — патроны ВВ; 3 — ДШ;
4 — песчано-глинистая забойка; 5 — деревянная пробка; 6 — вода

скважинами по простиранию 1,2—1,6 м, диаметр скважин 44—47 мм, забойку размещают по обоим концам скважины.

Конструкция заряда ВВ представляет собой сплошную колонку (см. рис. III.82), состоящую из одного ряда патронов ВВ. Иницирование зарядов электрическое.

В случае применения тупиковых скважин (рис. III.83) их недобу- ривают до верхнего штрека на длину, примерно равную длине верхней забойки при сквозных скважинах.

Ширина отбиваемой ленты предопределяет производительность очистного забоя, удельный расход ВВ, шаг обрушения кровли выработанного пространства. Ширину ленты можно определить из выражения

$$B_{\text{л}} = 0,9 \frac{N_{\text{з}} (L - 2l_{\text{заб}})}{qLM}$$

где $B_{\text{л}}$ — число скважин в ленте (табл. 111.79); L — длина лавы, м; q — удельный расход ВВ, кг/м³ (табл. 111.80); $l_{\text{заб}}$ — длина забойки у верхнего и нижнего концов скважины, м; M — мощность пласта, м.

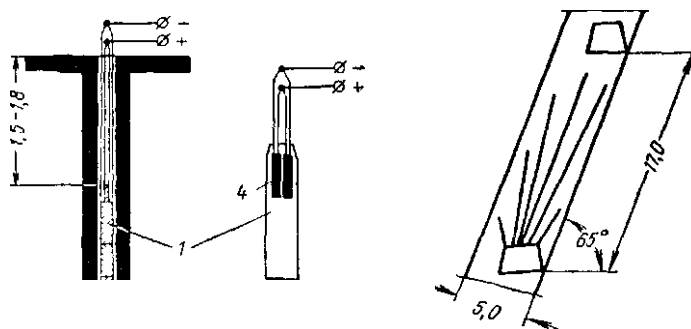


Рис. III.83. Расположение тупиковых взрывных скважин в лаве

Рис. III.82. Конструкция заряда ВВ в скважине диаметром 44—47 мм:
1 — патрон-боевик; 2 — патрон ВВ;
3 — забойка; 4 — ЭД

В табл. 111.81 приведены минимальные расстояния от скважин до боковых пород при падении пласта 35—65 и 65—90°, для пород средней и ниже средней устойчивости расстояния следует увеличить на 15-20%.

Шаг обрушения (посадки) кровли при взрывной выемке в крепких породах составляет 70 м и более, в породах средней устойчивости — 20-30 м.

Т а б л и ц а I I I . 9 3
Обуривание отбиваемой лепты

Линность пласта (м) при углях		средней крепости	ге-ема слОбх (нарушений*, i
1	До 1,6	До 1,8	До 3,6
2	1,0—2,59	1,8—3,9	3,6 и более
3	2,6—3,59	3,4—5 и более	5 и ГЧлее
5	3,6—5 и более	—	

Т а б л и ц а
Зависимость удельного расхода ВВ (кг к")
от мощности пласта и крепости угля

{ Удел; кып расход ВВ Л : у Г Лин				Удельный : -- - * : 1 для угоол		
Мощность г, "г.ста, м	крен- кпх	сред- Кей кре- гости	сла- бых	Мощное! ь пласта, м	кген- кпх	* сред- ; пен , сл fP.OCTJ,'
До 0,8	1,58	1,43	1,20	2,6—2,7	0,785	0,52 : 0,28
1,0—1,1	1,16	1,02	0,85	2,8—2,9	0,73	0,48 0,20
1,2—1,3	0,85	0,69	0,65	3,0—3,1	0,68	0,15 0,24
1,4—1,5	0,67	0,56	0,525	3,2—3,3	0,625	0,42 0,22
1,6—1,7	0,98	0,49	0,455	3,4—3,5	0,595	0,57 0,2
1,8—1,9	0,87	0,81	0,405	3,5—3,7	0,705	0,526 0,3-17
2,0—2,1	0,73	0,72	0,365	3,8—3,9	0,005	0,5 0,321-
2,2—2,3	0,005	0,055	0,32	Свыше 4	0,53	0,445 0,40-
2,4—2,5	0,605	0,50	0,3			

Т а б л и ц а 111.81
Минимальное расстояние от устья скважины
до вмещающих пород

РяССТОЯ!! о ' Т от Д-ннч n.i^ei-, м		хЧнСн \гли
Крепкий	0,7/0,5	0,5 0,5
Средней крепости	0,8,0,6	0,7/0,6—0,7
Слабы!! ' . . .	1,2 и более-0,7	1 и более 0,е—0,9
Весьма слабы 1 .	1,0 и более/1.0	!,2 и более ОД

f p и е ч а и 'л - ь 1 : — до кровли н -

§ 30. Сотрясательное взрывание на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа

Сотрясательное взрывание обеспечивает безопасную отбойку угля и породы, а в случае, если участок пласта и породного массива, по которому проводится выработка, предрасположен к выбросам, вызывает его при отсутствии людей в забое.

Взрывание на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, выполняют с расстояния не менее 300 м. В смешанном забое взрывание по породе, находящейся в контакте с опасным по выбросам пластом, выполняют с расстояния не менее 200 м. Во всех случаях взрывание производят из выработки, оборудованной струей.

При вскрытии опасных пластов взрывание выполняют с поверхности и в отдельных случаях — с вышележащего горизонта при нахождении лиц, связанных с производством взрывных работ, на расстоянии не менее 1000 м от забоя. Паспорт буровзрывных работ в этом случае утверждает главный инженер комбината.

При сотрясательном взрывании необходимо выводить людей, находящихся с выработках, по вентиляционной струе от места взрыва, а также в ближайших выработках, в безопасное место, устанавливаемое главным инженером шахты. Расстояние от взрываемого забоя до места, куда выводятся люди на время взрывания, должно быть не менее 1000 м. При невозможности выдержать это расстояние в шахте людей следует выводить на поверхность.

В местах геологических нарушений взрывание следует выполнять одновременно по угля и породе.

При раздельном взрывании смешанных забоях по угля и породе отстояние породного забоя от угольного должно быть не менее 0,5 м и не более 5 м.

При сотрясательном взрывании шпуров по угля берут только вращательным способом (по породе допускается применение ударного бурения). При этом диаметр буровой коронки не должен превышать диаметр патрона ВВ более чем на 4—6 мм.

Содержание метана перед заряджанием и взрыванием и после взрывания замеряет лицо вентиляционного надзора по должности не ниже горного мастера. Лица вентиляционного и участка сечного надзора, а также мастер-взрывник должны быть снабжены изолирующими самоспасателями. Взрывные работы выполняет опытный мастер-взрывник. Скрепленный за участком прораб ОМ ПО шахте. При взрывании обязательно присутствие лица технадзора по должности не ниже вышестоящего начальника участка.

После проветривания, но не ранее чем через 30 мин после сотрясательного взрывания, забой должен быть осмотрен надзором, в присутствии которого выполнялось взрывание, и мастером-взрывником. После этого лицо участка дает разрешение на возобновление работ на участке.

Максимум рекомендуется составлять паспорта буровзрывных работ из расчета получения к, п. ш. не менее 0,85 и хорошего окотлурниа-

ния забоя. Предельное число шпуров и общий расход ВВ на забой определяют по формулам:

$$l_{\text{ш}} = \frac{b}{2} \sqrt{\frac{2}{k}} \max UuP$$

где b — ширина (длина) угольного забоя, м; $l_{\text{ш}}$ — длина шпура, м; P — масса заряда ВВ в 1 м шпура ($P = 1,2$ кг для аммонита ПЖВ-20); $0,5$ — величина отклонения крайних рядов шпуров за контур выработки, м; k — коэффициент, зависящий от мощности пласта.

Мощность пласта, м	0,4—0,5	0,5—0,8	0,8—1,4	Более 1,4
k	1,0	1,2—1,4	2,0	3,0

Число шпуров на забой по указанной формуле определяют для крепких и вязких углей в местах геологических нарушений, а также для маломощных пластов при наличии одной открытой поверхности. В лавах и при проведении подготовительных выработок на пластах мощностью более 0,8 м общий расход ВВ и число шпуров на забой могут быть уменьшены по сравнению с расчетными, однако при этом k и $l_{\text{ш}}$ должен быть не менее 0,85 и должно достигаться полное оконтуривание выработки. Длина шпуров в лавах должна быть больше глубины заходки не менее чем на 0,5 м, что предотвращает возможность «запоздалых» выбросов угля и газа.

В настоящее время сотрясательное взрывание в очистных и подготовительных забоях применяют реже, однако пласты и пропластки, склонные к выбросам, вскрывают квершлагами или другими выработками только в сопровождении сотрясательного взрывания. Вскрытие крутых пластов, склонных к выбросам, квершлагом или другими выработками допускается при сечении их в свету не более 5 м².

При пологом падении пластов вскрытие допускается полным сечением вскрывающей выработки, за исключением мест геологических нарушений, когда с расстояния 6 м до нарушения сечение вскрывающей выработки уменьшают ограничением ее ширины до 2,5 м не более. Вскрытие угольных пропластков мощностью до 0,35 м, имеющих давление газа более 10 кгс/см², допускается сотрясательным взрыванием на полное сечение вскрывающей выработки.

Перед пересечением пласта и пропластка крутого падения сотрясательным взрыванием толщина породы между пластом (пропластком) и забоем квершлага должна быть не менее 2 м.

Величины зарядов ВВ на одну заходку при вскрытии крутых пластов квершлагами и пологих пластов гезенками рекомендуется рассчитывать по формуле

$$Q = S(\sqrt[3]{q_n / l_n} + \sqrt[3]{q_y / l_y}),$$

где S — площадь поперечного сечения забоя перед вскрытием, м²; q_n и q_y — удельный расход ВВ соответственно для породной пробки и угля, кг/м³; l_n и l_y — длина заходки по породе и углю, м.

При площади забоя 4,5—5,0 м² удельный расход ВВ необходимо принимать в зависимости от коэффициента крепости породы и угля /:

Коэффициент / . . .	0,8—2	2,4	4—6	6—8	8—12
Удельный расход ВВ из расчета на аммонит ПЖВ-20, кг/м ³ :					
при вскрытии кру- тых пластов квершлагами и пологих пла- стов гезенками со стороны кровли . . .	1,5—2,5	2,5—3	3—3,5	3,5—4,5	4—5
при вскрытии по- логих пластов гезенками со стороны почвы	1,2—1,5	1,5—2	2—2,5	2,5—3	3—3,5

Для вскрытия пластов при площади забоя сечением 4,5—5,0 м² рекомендуются следующие параметры буровзрывных работ: минимальное расстояние *между* зарядами соседних шпуров по углю 0,6 м, а по породе — 0,4 м; при двойном врубе шпуры первого (короткого) вруба бурят до пласта, а шпуры второго (глубокого) вруба — за пласт на 0,4—0,5 м; величина заряда на шпур в коротком врубе 0,75—1,25 кг, в остальных шпурах — 1,5—3,0 кг; общий расход ВВ из расчета аммонита ПЖВ-20 на вскрытие пологого пласта гезенками 25—50 кг, на вскрытие крутого пласта квершлагом 35—80 кг.

Примерные схемы расположения шпуров при сотрясательном взрывании на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, приведены на рис. 111.84—111.86. Для производства сотрясательного взрывания применяются предохранительные ВВ, допущенные Госгортехнадзором для этих условий (аммонит ПЖВ-20, аммонит Т-10, патроны ПВП-1-У и СП-1).

Заряды можно инициировать электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия, допускаемыми для этой цели, с максимальным временем замедления последней серии не более 130 мс с учетом разброса. В чистопородных *выработках* в вертикальных стволах и в случае применения водораспылительных завес максимальное время срабатывания последней ступени замедления не должно быть больше 195 мс.

При проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок заряды необходимо взрывать за один прием мощными взрывными машинками, допущенными Госгортехнадзором СССР для использования в шахтах, опасных по газу или пыли.

Для вскрытия пластов, опасных и угрожаемых по внезапным выбросам угля и газа, допускается применение двухъярусных рассредоточенных зарядов при соблюдении следующих условий: заряды следует инициировать электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия; длина забойки между рассредоточенными зарядами в *шпуре* и у устья должна равняться длине первого от забоя заряда, но не менее 0,6 м; в шпурах с рассредоточенными зарядами, которые инициируют электродетонаторами короткозамедленного действия, замедление во втором ярусе зарядов (донных зарядов) должно быть больше, чем в первом ярусе (первые от устья шпура).

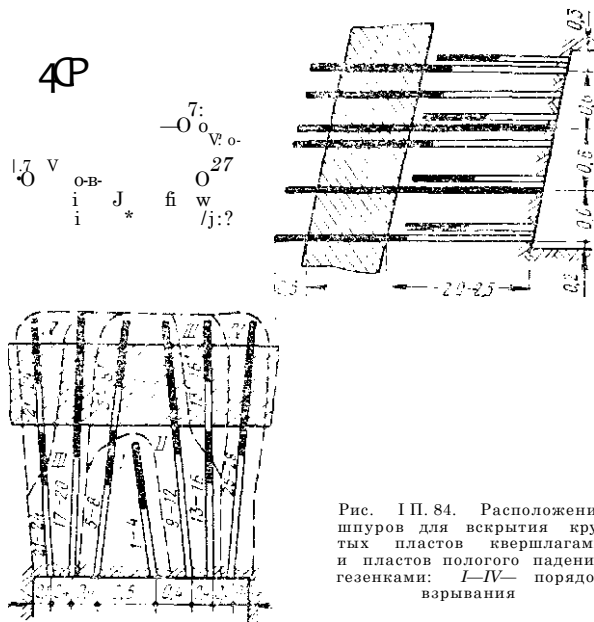


Рис. I П. 84. Расположение шнуров для вскрытия кру-
тых пластов квершлагами
и пластов пологого падения
гезенками: I—IV— порядок
взрывания

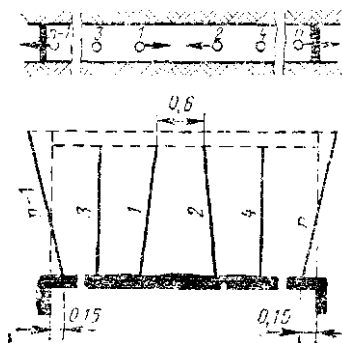
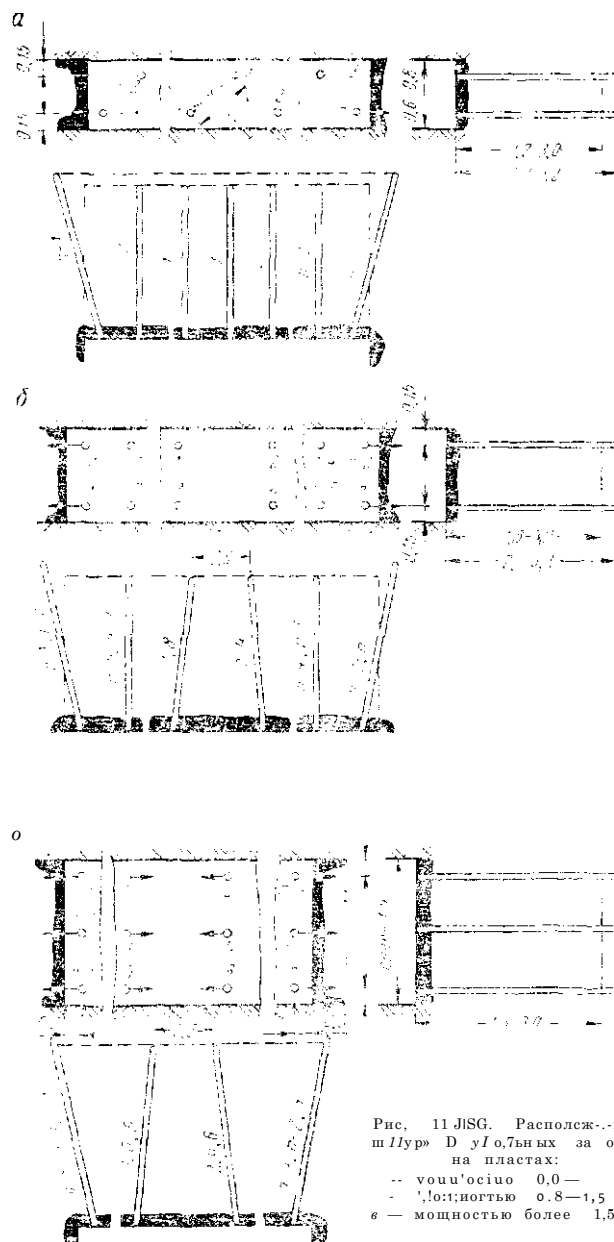


Рис. Iii,85. Распо-
ложение шнуров
в угольных забоях
(штреков, уклонов
лар. и других вырабо-
ток) на пластах тощ
ностью до 0,6 м

If



§ 31. Камуфлетное и камуфлетно-сотрясательное взрывание

Камуфлетное и камуфлетно-сотрясательное взрывание выполняют для предотвращения внезапных выбросов, поскольку оно вызывает разгрузку пласта от горного давления и его частичную дегазацию.

Величина шпурового заряда может быть определена по формуле

$$Q = 2kqRW_pM, \text{ кг,}$$

где k — коэффициент, учитывающий мощность пласта (0,3—0,7 при мощности пласта более 1 м; 0,7—1 при мощности пласта менее 1 м); q — удельный расход ВВ, кг/м³; R — радиус влияния камуфлетного взрыва,

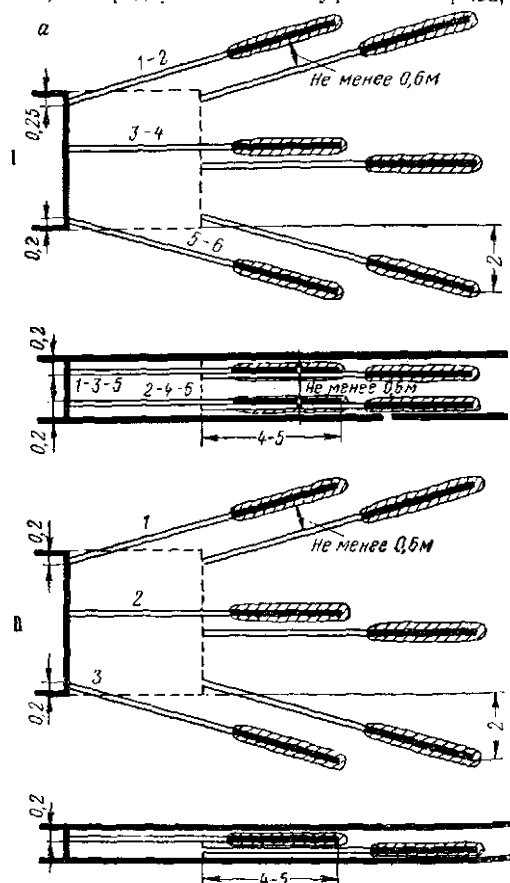


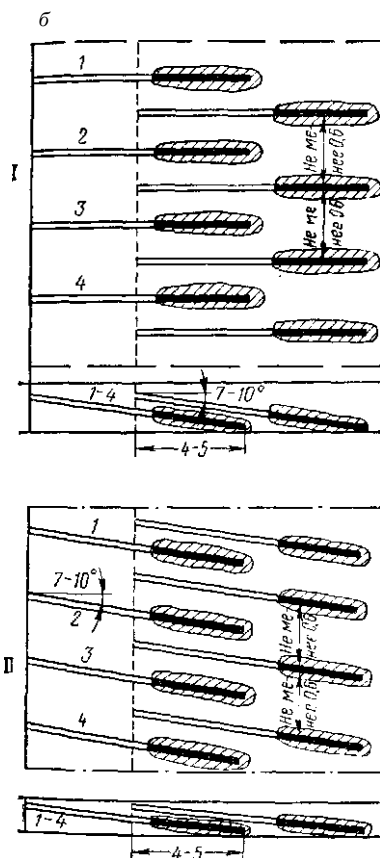
Рис. III.87. Расположение шпуров: а — в подготовительных выработках; б — в очистных; 11 — для пласта более 1 м; II — для пласта менее 1 м.

м. — расчетная л. н. с., м; определяется по разности длины камуфлетного шнура и его неснижаемого запаса; М — мощность пласта, м.

Удельный расход ВВ принимают по данным Союзвзрывпрома: при коэффициенте крепости / 0,4—0,6; 0,6—1,0; 1,0—2,0 и 2,0—2,5 соответственно 0,3—0,35; 0,35—0,4; 0,4—0,45 и 0,45—0,5 кг/м³.

Зона, в которой наблюдаются изменения в пласте в результате камуфлетного взрыва, названа зоной влияния, а половина ее — радиусом влияния. Размеры радиусов влияния, установленные для некоторых пластов, следующие:

	Наталия q_2			Праскоаневский h_a			Макеевский m_a
Величина заряда, кг	1,8	2,4	3,0	1,8	2,4	3,0	3,0
Радиус влияния, м	0,7	0,9	1,2	1,0	1,0	1,4	1,5



«Уфлетиного взрыва»:
выработках; / — для пластов мощностью
мощностью менее 1 м

Расстояние между зарядами в камуфлетных шнурах принимают равным двум радиусам влияния (рис. III.87).

Заряды в рабочих и камуфлетных шнурах взрывают в один прием. Заряды инициируют электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия с общим временем замедления не более 135 мс. Согласно Единым правилам безопасности [35], запрещается взрывание зарядов без забойки. При взрывании по углю и породе величина забойки должна быть равна: при глубине шпуров от 0,6 до 1 м — половине глубины шпура; при глубине шпуров более 1 м — не менее 0,5 м; при применении скважин — не менее 1 м.

Для подготовительных работ камуфлетные заряды необходимо взрывать в шпурах диаметром 44 мм, длиной не менее 8 м. Шпуры располагают по куткам с таким расчетом, чтобы их концы выходили на 2 м за контур выработки. При применении высокопредохранительных патронов ВВ в полиэтиленовых водонаполненных оболочках расстояние между зарядами соседних шпуров может быть уменьшено до 0,5 м.

§ 32. Торпедирование угольного массива

Для предварительной обработки угольного массива взрывом с целью предотвращения внезапных выбросов в забое подготовительных выработок по пласту угля бурят три-четыре шпура на глубину не менее 8 м каждый, на расстоянии 1 м один от другого. После стабилизации давления газа на расстоянии 1,0—1,5 м от крайнего шпура пробуривают скважину диаметром не менее 120 мм, глубиной, превышающей длину шпуров на 2 м. В скважину с помощью составных забойников досылают сплошной заряд длиной 5 м и массой 15—20 кг для антрацитов, 10—15 кг для каменных углей.

Торпедирование отличается от камуфлетиного взрывания параметрами и технологией применения. После взрывания заряда (торпедирования) ведутся наблюдения за изменением давления газа в угольном массиве во времени.

За радиус эффективного влияния торпедированной скважины для данного пласта принимают то расстояние, на котором произошло снижение давления газа на 50% от установившегося значения. Время, в течение которого должно произойти это снижение, обуславливается продолжительностью выемки угля между двумя очередными сериями торпедирования, но не более чем через трое суток после взрывания зарядов. Если радиус влияния торпедированной скважины окажется меньше 2 м, то производят опыт при большей величине заряда. После этого окончательно принимают величину заряда и оптимальное расстояние между скважинами, равное двум радиусам влияния.

Диаметр скважины для торпедирования должен быть таким, чтобы зазор между зарядами и стенкой скважины был не менее 60 мм. Минимально допустимый диаметр скважины принимается 120 мм.

При торпедировании угольного массива в качестве ВВ используют скальный аммонит № 1, предохранительные электродетонаторы ЭД-8-П.М и ЭДКЗ-П.М-15.

Временным руководством [19], разработанным МакНИИ, предусматриваются в зависимости от горно-технологических и производственных условий два варианта торпедирования угольного массива взрыванием зарядов ВВ: 1) в сквозных скважинах; 2) в скважинах длине, 10—20 м.

Первый вариант применяют в очистных и наклонных подготовительных выработках при переходе ими геологических нарушений, связанных с изменением мощности пласта в виде раздувов и плавных пережимов, а также зон с интенсивно перемятым углем. В очистных выработках этот вариант целесообразен в том случае, когда размеры нарушений по падению соответствуют более половине длины лавы, а по простиранию — не менее месячному подвигашго очистного забоя. При откаточного штрека на расстоянии не ближе 15 м от забоя лавы (рис. 111,88) бурят параллельные скважины с выходом на вышележащий горизонт или предварительно пройденный вентиляционный штрек. Расстояние между скважинами должно быть не более удвоенного радиуса влияния торпедированной скважины, а расположение скважин должно обеспечивать торпедирование геологического нарушения и участков, прилегающих по обе стороны к нему, шириной 10 м.

Второй вариант рекомендуется применять в очистных и подготовительных выработках при подходе к дизъюнктивным геологическим нарушениям, а также при переселении пликативных геологических нарушений вида флексур и зон с интенсивно перемятым углем.

В обработанную торпедированием часть лавы должен входить и прилегающий к нему угольный массив по 10 м в каждую сторону: по простиранию, по падению и восстанию пласта.

Для торпедирования в лавах скважины бурят из забоя выработки на глубину 10—20 м (рис. 111.89). Расстояние между скважинами не должно превышать двух радиусов влияния торпедированной скважины.

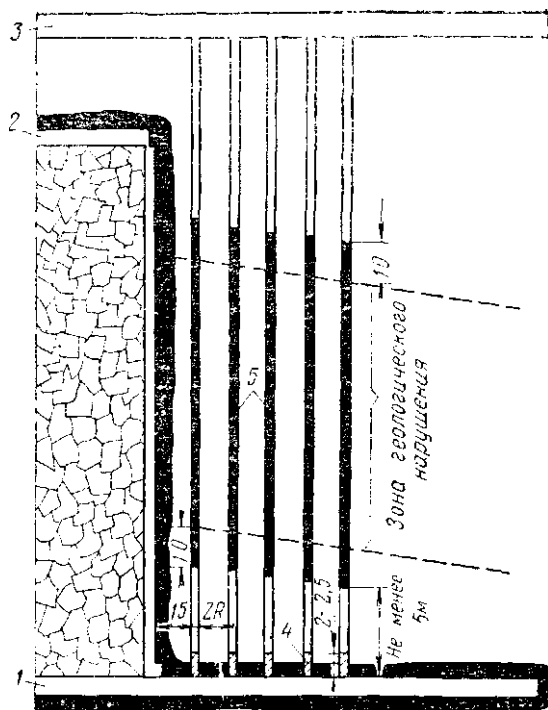


Рис. 111.88. Расположение сквозных скважин для торпедирования в омытых забоях:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — откаточный штрек верхнего горизонта; 4 — пробка из глины; 5 — заряд

Для удержания воды в скважинах их бурят с наклоном $5-7^\circ$ в сторону падения пласта. Пробуренные скважины очищают от штыба, заряжают, заливают водой и взрывают.

В подготовительных наклонных выработках скважины бурят по середине мощности пласта, на расстоянии 0,5 м от кутков, с таким расчетом, чтобы их концы выходили за контур выработки на 1 м (рис. 111.90). Дополнительную скважину для торпедирования пробуривают в тех случаях, когда ширина угольного забоя выработки превышает два радиуса влияния торпедированной скважины,

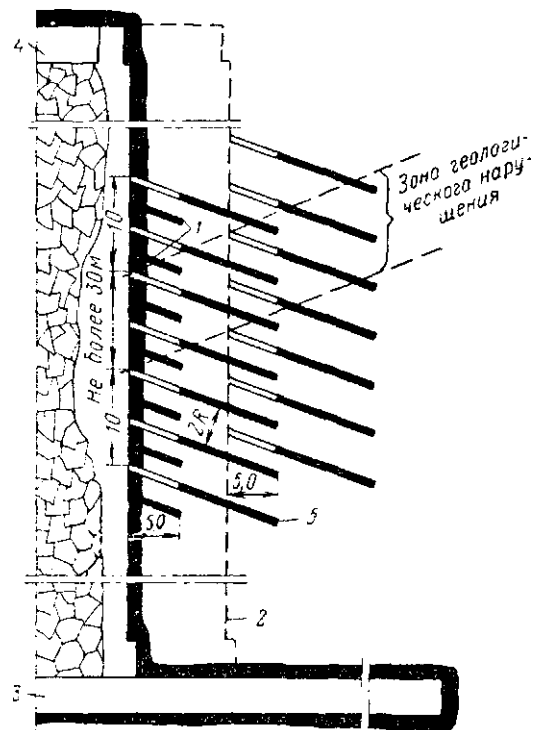


Рис. III.89. Расположение тупиковых скважин для торпедирования и очистных забоях:

1 — скважины предыдущего цикла торпедирования;
 2 — положение забоя при последнем цикле торпедирования;
 3 — откаточный штрек; 4 — вентиляционный штрек; 5 — заряды

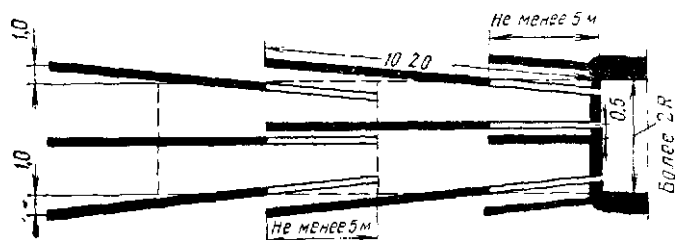


Рис. III.90. Расположение скважин для торпедирования в наклонных выработках

В подготовительных горизонтальных выработках для торпедирования угольного массива бурят две параллельные скважины с наклоном в сторону падения пласта. Конец нижней скважины должен выходить на 1 м за контур выработки. Скважины забуривают на 0,5 м от кутков.

Для дегазации и разгрузки верхней части забоя дополнительно бурят опережающую скважину диаметром 250 мм с выходом ее за контур выработки на 2 м. Опережающую скважину бурят через один цикл подвигания забоя после торпедирования.

§ 33. Проведение выработок с применением взрывных работ в выбросоопасных песчаниках

Взрывные работы по выбросоопасным породам ведутся в режиме сотрясательного взрывания.

Взрывание зарядов следует выполнять с расстояния не менее 600 м от забоя по свежей струе воздуха. При невозможности выдержать указанное расстояние сотрясательное взрывание выполняют с поверхности шахты.

Содержание метана перед взрыванием зарядов и после замеряет лицо вентиляционного надзора по должности не ниже горного мастера. Взрывные работы по выбросоопасным породам выполняет опытный мастер-взрывник, назначенный приказом по шахте, в присутствии лица технадзора по должности не ниже помощника начальника участка.

Расстояние от взрываемого забоя до места, куда выводятся люди на время сотрясательного взрывания, должно быть не менее 1000 м, считая по свежей струе. При невозможности выдержать это расстояние в шахте людей выводят на поверхность.

Основные факторы, влияющие на выброс породы: напряженно-деформированное состояние массива, физико-механические свойства пород, действие взрывного импульса и давление газа. В соответствии с этим методы борьбы с выбросами можно разделить на несколько групп:

1. Методы, направленные на снижение напряжений в призабойной части породного массива (предварительное увлажнение, образование разгрузочных щелей, торпедирование и др.).

2. Методы, локализирующие зону развития выброса (образование перемычек из разрушенной породы, двутавровых балок, канатных заградительных перемычек).

3. Методы, основанные на оптимизации параметров буровзрывных работ по выбросоопасным породам (дшогопрнемное взрывание, взрывание с применением патронов ВВ с демпфирующими прокладками и др.).

4. Комбайновый способ проходки выработок.

5. Предварительная отработка защитных угольных пластов, а также выбор рационального места расположения полевых выработок.

Сила выбросов (при прочих равных условиях) определяется не величиной одновременно взрывающегося заряда ВВ, а размерами и порядком отторжения участков напряженного породного массива [61].

При оптимизации параметров буровзрывных работ изменяют пространственное расположение шпуров и порядок взрывания зарядов, в определенной степени регулируя этим силу выбросов.

При проведении выработок в зонах высокой степени опасности рекомендуется взрывать шпуровые заряды в нижней части забоя по всей

ширине выработки (рис. III.91). Расстояние от подошвы выработки до верхнего ряда шпуров не должно превышать 1 м.

В зонах невысокой степени опасности рекомендуется взрывание шпуровых зарядов, также расположенных в нижней части забоя по всей ширине выработки. Расстояние от подошвы выработки до верхнего ряда шпуров не должно превышать 2 м.

Степень выбросоопасности в тех случаях, когда она не известна из опыта работ, определяется по результатам кренового разведочного бурения. При наличии в кернах песчаника более 30 дисков на 1 м скважины следует считать эту зону высокой степени выбросоопасности. При на-

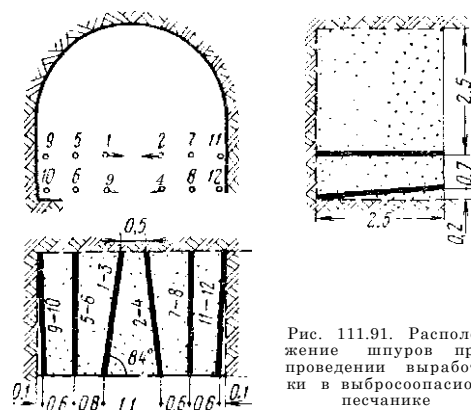


Рис. III.91. Расположение шпуров при проведении выработки в выбросоопасном песчанике

личии в кернах песчаника не более двух-трех дисков на 1 м скважины и при обнаружении кольцевых трещин на кернах следует считать зону невысокой степени выбросоопасности.

В случаях, когда выработку проводят одновременно по выбросоопасным песчаникам и сланцам или выбросоопасному и невыбросоопасному слоям песчаника, рекомендуются следующие решения: сланец или невыбросоопасный слой песчаника расположен в верхней части забоя. Взрывание зарядов врубовых шпуров обязательно в нижнем выбросоопасном слое песчаника; сланец (невыбросоопасный слой песчаника) расположен в нижней части забоя. Шпуровые заряды взрывают только в нижней части забоя.

Если песчаник высокой степени выбросоопасности, расстояние между верхним рядом шпуров и нижней границей выбросоопасного слоя песчаника должно составлять 1,5—2 м. Если песчаник невысокой степени выбросоопасности, это расстояние должно быть уменьшено до 0,5—1,0 м. Длину шпуров при проведении горизонтальных или наклонных выработок следует принимать не менее 2 м.

Для доведения контура выработки до предусмотренного паспортом разрешается взрывать заряды без паспорта буровзрывных работ, но с соблюдением режима сотрясательного взрывания. При этом длина шпуров должна быть не более 1,2 м, заряд каждого шпура — не более 300 г аммонита ПЖВ-20, а число одновременно взрывааемых шпуровых зарядов — не более пяти.

При проходке стволов в песчаниках необходимо в выбросоопасных зонах уменьшение числа шпуров за счет располагаемых у контура выработки. Оконтуривающий ряд шпуров следует располагать на расстоянии не менее 1 м от проектного контура ствола. Расстояние между пробными шпурами по песчанику в глубине массива при использовании патронов диаметром 36—37 мм рекомендуется принимать равным 0,4—0,5 м при использовании скального аммонита № 1 и 0,3—0,4 м при использовании предохранительных ВВ. Среднее расстояние между остальными шпурами следует принимать 0,7—0,8 м для скального аммонита и 0,5—0,6 м для предохранительных ВВ.

В качестве забойки шпуров применяют воду, глину и песок. Для инициирования зарядов применяют предохранительные ЭД повышенной инициирующей способности типа ЭД-8-ПМ и ЭДКЗ-ПМ-15, имеющие максимальное время замедления последней серии не более 195 мс. Заряды ВВ необходимо взрывать за один прием взрывной машинкой, допущенной для производства взрывных работ в шахтах, опасных по газу, и способной взорвать весь комплект зарядов.

Удельный расход ВВ рекомендуется принимать таким же, как и при взрывных работах в забоях с одной открытой поверхностью скальным аммонитом № 1 (1,2—1,5 кг на 1 м³ обуренного песчаника с коэффициентом крепости $f = 8-10$). При использовании аммонита АП-5ЖВ в этих условиях удельный расход целесообразно увеличивать на 25—30%.

При взрывании зарядов в забоях с одной открытой поверхностью можно применять следующие врубы: горизонтальный клиновой; вертикальный клиновой; пирамидальный; двойной вертикальный клиновой; призматический и др.

Наиболее целесообразным при проведении горизонтальных и наклонных выработок по выбросоопасным песчаникам является горизонтальный клиновой и двойной вертикальный клиновой вруб, располагаемые у подошвы выработки. Применение горизонтального и вертикального клиновых врубов можно рекомендовать для скального аммонита № 1 при условии, что длина шпура не превышает 2,2 м. При большей длине шпуров, а также при взрывании предохранительными ВВ следует применять двойной вертикальный клиновой вруб. Длину шпуров в пер-

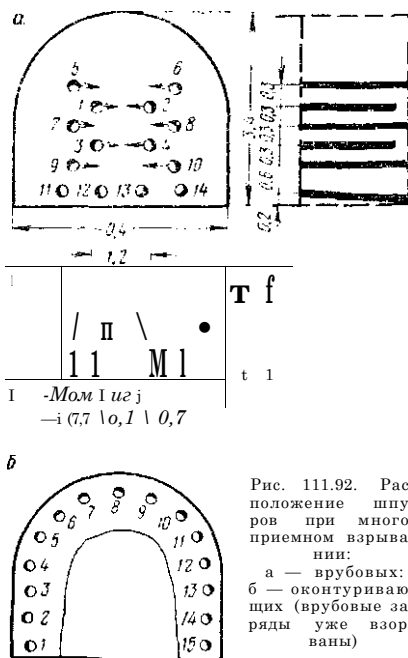


Рис. 111.92. Расположение шпуров при многоприемном взрывании:
а — врубовых;
б — оконтуривающих (врубовые заряды уже взорваны)

вом (коротком) врубе целесообразно принимать примерно равной 0,6 длины второго (глубокого) вруба.

Многоприемное взрывание — раздельное взрывание врубовых и ококтуривающих шпуровых зарядов (рис. III.92) позволяет снизить интенсивность выбросов породы и повысить темпы проведения выработок (табл. П 1.82).

Т а б л и ц а III.Б2

Параметры шпуровых зарядов аммонита ПЖВ-20,
взрывааемых за один прием

Показатели	Сечение выработки вчерне, м ²		
	5,6-9,5	10,6—17,4	более 17,4
Ширина выработки вчерне, м ²	До 4	4 - 5	6 - 7
Рекомендуемое число шпуров	8—12	12—15	18—21
Рекомендуемое количество ВВ, взрываемого за один прием, кг	7,2—10,8	9—13,5	12,6—18,9

Параметры многоприемного взрывания по выбросоопасным породам следующие:

№ шпуров	1; 2; 3; 4	5; 6; 7; 8; 9; 10	12; 13	11; 14
Степень замедления, мс	0	15	30	45
Число приемов взрывания	1			
№ шпуров	3; 4; 5; 11; 12; 13	1; 2; 6; 10; 14; 15	7; 8; 9	
Степень замедления, мс	0	15	30	
Число приемов взрывания	2		2	

Проведение выработок с применением патронов ВВ с демпфирующими прокладками (рис. III.93) в комплексе с многоприемным взрыванием позволяет уменьшить динамическое воздействие на породный массив, а следовательно, уменьшить частоту проявлений и интенсивность выбросов породы.

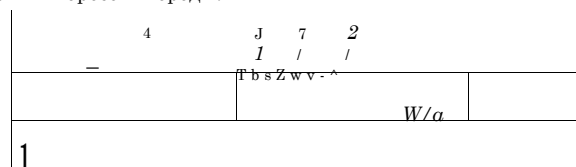


Рис. III.93. Конструкция шпурового заряда с демпфирующими прокладками:
1 — прокладка; 2 — ВВ; 3 — ЭД; 4 — забойка

Для уменьшения потерь времени на ведение взрывных работ в выбросоопасных породах, особенно в начальный период строительства, их можно выполнять из специально оборудованной камеры без вывода людей на поверхность. Оборудование камеры: телефогт, воздухоочистительный фильтр и самоспасатели ШС-7.

Техническая характеристика камеры

Объем камеры, м ³	80—100
Расчетное избыточное давление на дверь, кгс/см ²	7,0
Количество воздуха, подаваемого в камеру, на одного человека, м ³ /мин.	6,0
Избыточное давление в камере, кгс/см ²	0,1—0,3
Минимальное расстояние до забоя, м	200

В камере должны быть установлены стационарные, герметически закрывающиеся металлические двери, произведен обособленный подвод сжатого воздуха. Объем камеры должен обеспечивать запас воздуха для трех человек (начальник участка или его помощник, горный мастер вентиляционной службы и мастер-взрывник) не менее чем на 10 мин, из расчета 6 м³/мин на человека, т. е. 180 м³. В случае необходимости в камеру подается сжатый воздух по двум трубам, установленным в противоположных концах камеры. На концах труб устанавливают фильтры для очистки воздуха от паров масла. Во избежание повышения давления в камере при подаче в нее сжатого воздуха устанавливается предохранительный клапан, рассчитанный на избыточное давление 0,2 кгс/см².

Глава XII

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ДНЕВНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

§ 34. Взрывы на выброс и сброс

Общий взрыв на выброс (рис. III.94) производится одним или несколькими рядами зарядов, расположенными параллельно оси проектируемой выемки. Число рядов определяют в зависимости от требуемой ширины выемки. Самым простым и экономичным является однорядное расположение зарядов.

Односторонний направленный выброс выполняют взрывом двух рядов зарядов и более (рис. III.95). Основная часть грунта (до 80%) выбрасывается в заданном направлении, что позволяет использовать этот метод для образования траншей по контуру карьера. При этом основная масса породы располагается на нерабочем борту.



Рис. III.94. Двусторонний взрыв на выброс

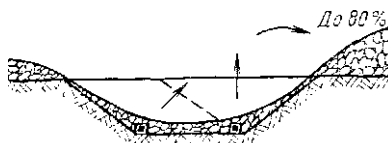


Рис. III.95. Односторонний направленный выброс

Заряды выброса рассчитывают по формулам Борескова М. М. (III.22) и (III.23). Однако эти формулы справедливы лишь для выемок глубиной до 25 м. При $W > 25$ м формулы дают заниженные показатели. Покровский Г. И. для этих условий предложил зависимость (III.24). При двухрядном расположении зарядов показатель действия взрыва l всех зарядов принимают одинаковым, а при трехрядном — для среднего ряда величину l принимают на 0,5 больше, чем для крайних рядов (табл. III.83).

При многорядном расположении зарядов ширина выемки поверху

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

понижу

$$a_n = b(m - 1),$$

где b — расстояние между рядами зарядов, м; n — число рядов зарядов.

Взрыв на выброс характеризуется также показателем видимой глубины выемки L_B , определяемым физико-механическими свойствами разрушаемых пород и свойствами ВВ.

Для скальных пород при $l < 2$

$$h_n = 0,35 \Gamma (2n - 1),$$

при $l > 2$ принимают $h_B = ft^7$.

В глинистых и суглинистых грунтах

$$h_B = 0,45 U^7 (2l - 1).$$

При одновременном взрывании расстояние между рядами зарядов

а расстояние между зарядами в ряду

$$0,5 (W^4 + U^7) (n + 1).$$

Если один ряд нужно взрывать с замедлением относительно другого, то величину замедления принимают 2—4 с в зависимости от величин W и l .

Расчеты объемов взорванной и выброшенной породы приведены в табл. III.83, а объем выработок и затраты основных материалов — в табл. III.84—III.90.

Взрывы на выброс удлиненными зарядами применяют при образовании выемок на глубину до 6 м. Заряды рассчитывают по эмпирической формуле, предложенной Г. А. Васильевым,

$$Q = q l^3 (0,12 - f - 0,6 l^3),$$

где q — расчетный удельный расход ВВ для заряда выброса, кг/м³; l — глубина скважины (обычно равная $1,1 L_B$), м.

x_I
 I
 II
 III

	O* H>	CV »		CV o-	CV o-
	30 0"	0 0"			00 0"
	o-j 10 0	Cy a- 10 0		cy CV 00 0	CV o- 00 0
	CV o-	CV O-		CV cy	cy o-
	0,58	0,58		0,5-	0,5-
	cy o-	cy O-		CV	cy o-
	0,77-	10 0"		0,53	0,38
	CV j o-	CV cy	R	O cy	O o-
	0 0"	00 0	n 00 3 0- 00 0	0,5-	0,5-
	cy O-	O »	0 00 0	CV	CV O-
	3 0"	0,61	0 00 0	0,52	10 0"
o X ct K A O	cy o-	Cy O-	o K K a, X >>		o o- 10 0"
	0,58	0,58	00	0"	
K O	CV O-	CV o-	00	qcl a-	cy q-
	0,77-	0,5-		0,53	0,38

O
 O
 O
 O

Т а б л и ц а 111.85

Расход шпуров на проходку шурфов и камер
при работах на выброс (м на 1000 м³ породы)

n	Категория крепости пород по ЕНиР—69								
	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
W = 3 м									
1,5	235	278	360	427	512	555	640	683	726
2	100	115	150	180	215	230	250	285	300
2,5	70	85	110	130	155	170	195	210	220
3	60	70	90	100	125	135	155	165	175
W = 5 м									
1,5	90	106	130	165	195	211	244	260	276
2	40	46	60	70	86	93	107	114	121
2,5	31	36	45	56	67	72	83	89	95
3	26	30	35	48	48	63	72	77	82
W = 10 м									
1,5	27	32	42	50	60	65	75	80	85
2	14	17	21	26	31	33	39	41	41
2,5	13	16	20	24	29	31	36	38	41
3	14	17	21	26	30	32	37	39	42
W = 15 м									
1,5	16	19	25	29	35	38	44	46	49
2	9	11	14	17	21	22	26	27	29
2,5	10	12	15	18	21	23	27	29	30
3	11	13	17	20	24	26	30	32	34
W = 20 м									
1,5	12	14	19	21	26	28	32	34	36
2		9	12	14	17	18	21	22	24
2,5		10	12	15	18	20	23	25	26
3	10	12	15	18	21	23	27	29	30
W = 25 м									
1,5	9	11	14	17	20	22	25	27	28
2	6	8	10	12	14	15	17	18	20
2,5	7	9	11	13	16	17	20	21	22
3	9	10	13	16	19	21	24	25	27

П р и м е ч а н и е . При глубине заложения заряда W > 25 м следует применять коэффициент;

W, м	30	50	70	100
Коэффициент	1	1,41	1,65	2

Т а б л и ц а 111.яг>

Расход аммонита на проходку шурфов и камер
при работах на выброс (кг на 1000 м³ породы)

Категория крепости пород по F.ПwP—09

<i>n</i>	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
----------	-----	----	---	----	-----	------	----	---	----

H = 3 м

1,5	103	122	150	222	269	288	333	357	380
2	43	53	64	93	110	120	140	150	160
2,5	31	37	46	67	80	87	101	108	114
3	25	29	38	53	64	69	80	86	90

W = 0 М

1,5	39	46,2	60	84	102	110	127	136	144
2	17,1	20,3	26	37	45	48	56	60	63
2,5	13,3	15,8	20	29	35	38	43	46	49
3	11,6	13,7	20	25	30	33	38	49	52

W — 10 м

1,5	12	14	18	26	31	34	39	42	44
2	6	7	10	13	16	17	20	22	23
2,5	6	7	9	12	15	16	19	20	21
3	6	7	9	13	15	17	20	21	22

Г = 15 м

1,5	39	46	60	84	102	110	127	136	
2	17	20	26	37	45	48	56	60	
2,5	13	16	20	29	35	38	43	46	
3	11	16	20	25	30	33	38	49	

W = 20 м

1,5	12	14	18	26	31	34	39	42	44
2	6	7	10	13	16	17	20	22	23
2,5	6	7	9	12	15	16	19	20	21
3	6	7	9	13	15	17	20	21	22

Г = 25 м

1,5	7	8	11	15	18	20	23	24	26
2	4	5	6	9	11	12	13	14	15
2,5	4	5	7	9	11	12	14	15	16

Примечания 1. SVf и > .1 следчиз пользоваться коэффициент
тами, приведенными в т<и:.. 111.85.

Т а б л и ц а III.93

Расход КД или ЭД на проходку шурфов и камер
при работах на выброс (шт. на 1000 м³ породы)

	Категория крепости пород по ЕНиР—69								
<i>n</i>	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI

Γ = 3 м

1,5	260	300	360	430	512	560	640	630	730
2	110	125	150	180	215	230	270	285	305
2,5	80	90	110	130	155	170	195	210	220
3	60	70	90	105	125	135	155	165	175

W = 5 м

1,5	100	115	135	160	195	210	245	260	275
2	45	50	60	70	90	95	110	115	120
2,5	35	40	50	55	70	75	85	90	95
3	30	35	40	50	60	65	70	80	85

W = 10 м

1,5	30	35	40	50	60	65	75	80	85
2	15	20	22	25	30	35	40	43	45
2,5	15	17	20	24	29	31	36	40	41
3	15	17	20	24	28	32	36	40	41

W = 15 м

1,5	17	20	25	29	35	38	44	46	49
2	10	12	14	17	21	22	26	27	29
2,5	11	13	15	18	21	23	27	29	30
3	12	14	17	20	24	26	30	32	34

W = 20 м

1,5	13	15	18	22	26	28	32	34	36
2	8	10	12	14	17	18	21	22	24
2,5	9	11	13	15	19	20	23	25	26
3	11	13	15	18	21	23	27	29	30

W = 25 м

1,5	10	12	14	17	20	22	25	27	28
2	7	8	10	12	14	15	17	18	20
2,5	8	9	11	13	16	17	20	21	22
3	10	II	13	10	19	21	24	25	27

П р и м е ч а н и е. При IV ^ 25 м следует пользоваться коэффициент
тами, приведенными в примечании к табл. №1.85.

Т а б л и ц а 111.88

Расход аммонита № 6ЖВ на основное взрывание
зарядов выброса при W от 3 до 25 м
(т на 1000 м³ породы)

n	Категория крепости пород ЕНП-69										
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
1,25	1,88	2,1	2,2	2,3	2,9	3,2	4,1	4,4	5,2	5,5	5,9
1,5	1,7	1,9	2	2,1	2,7	3	3,75	4,05	4,8	5,1	5,4
1,75	1,65	1,8	1,9	2	2,6	2,9	3,65	3,95	4,7	5	5,3
2	1,45	1,6	1,7	1,8	2,3	2,6	3,25	3,5	4,1	4,4	4,7
2,25	1,4	1,6	1,7	2,1	2,7	3	3,75	4,05	4,8	5,1	5,4
2,5	1,4	1,6	1,7	2,3	3	3,3	4,15	4,5	4,3	5,7	6
2,75	1,4	1,6	1,7	2,6	3,4	3,7	4,7	5,1	6	6,4	6,8
3	1,4	1,7	1,7	2,9	3,8	4,2	5,2	5,6	6,7	7,1	7,5

Примечание. 1. Расход аммонита приведен для условий однорядного взрывания. 2. При двухрядном расположении зарядов нормы расхода ВВ увеличиваются на 20% и при трехрядном расположении — на 30%. 3. При W > 25 м принимают коэффициенты, приведенные в табл. 111.85. 4. Для других ВВ принимают поправочные коэффициенты (табл. III.6).

Т а б л и ц а 111.89

Расход ЭД на основное взрывание зарядов выброса
в зависимости от величины л
(шт. на 1000 м³ породы)

W, м	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2,75	3
3	206	121	80	49	41	25	19	15
5	44	26	17	11	9	5	4	3
10	8,3	4,9	3,3	2	1,7	1	0,8	0,6
15	2,5	1,5	1	0,6	0,5	0,3	0,2	0,2
20	2,3	0,6	0,4	0,3	0,2	0,1	0,1	0,08
25	0,5	0,3	0,2	0,1	0,1	0,06	0,05	0,03
30	0,3	0,2	0,1	0,07	0,06	0,04	0,03	0,02
50—100	0,09	0,05	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01	0,01

Расстояние между зарядами в ряду и между рядами принимают равным глубине скважины. Требуемый диаметр скважины

$$d = 1,38$$

где D —плотность заряжания ВВ, кг/м³; l_з —длина колонки заряда, принимаемая равной 0,67 l, м.

Показатель действия взрыва зарядов при определении их расположения принимается равным 1,5, а видимая глубина выемки определяется по формуле

$$ft_n = 0,45B - 0,3/$$

где B —требуемая ширина выемки, м.

367

Взрыв зарядов на сброс является разновидностью направленного выброса (рис. III.96). Объем породы, сброшенной с площадки в результате взрыва, зависит от угла откоса и устойчивости пород косогора, глубины залегания и показателя действия взрыва. Заряды располагают в один и более рядов как в горизонтальной, так и вертикальной плоскости.

Наибольшей эффективности взрывание на сброс при однорядном расположении зарядов достигает при удалении заряда от плоскости забоя на (1,1-н 1,2) K⁷. В зависимости от рельефа местности, дальности выброса и требуемых размеров выемки $n = 1$ - $1,5$. Для зарядсч, взрывааемых с замедлением, n должен быть на 0,25—0,5 больше.

Расстояние между зарядами определяют по формуле

$$a = 0,5W (я + 1),$$

Рис. III.96. Взрыв на сброс а величину заряда рассчитывают по формулам М. М. Борескова.

Радиус зоны разрушения пород должен быть таким, чтобы не была нарушена подошва уступа,

$$R = W \sqrt{TTV^2}.$$

Объем выработок, проводимых при подготовке взрывов, приведен в табл. II.91 и II.92. Расход основных материалов при взрывании зарядов сброса приведен в табл. III.93—III.96.

Т а б л и ц а III.91

Объем штолен и штреков при работах на сброс
(м на 1000 м³ породы)

n	Глубина заложения заряда, м							
	5	10	15	20	25	30	50	70
1	48	12	6,4	3	2	1,4	0,8	0,3
1,25	33,4	8,6	3,8	2,1	1,4	1	0,6	0,2
1,5	11,7	4,2	1,9	1,1	0,7	0,3	0,1	

Т а б л и ц а III.92

Объем камер при работах на сброс при $W < 25$ м
(м³ на 1000 м³ породы)

n	Категория крепости пород по ЕНП—69										
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
1	0,97	1,1	1,15	1,2	1,57	1,73	2,08	2,38	2,76	2,95	3,1
1,25	1,07	1,14	1,24	1,33	1,73	1,87	2,26	2,56	3	3,25	3,4
1,5	0,89	0,96	1,05	1,13	1,41	1,58	1,9	2,2	2,54	2,7	2,84

Примечание. При $IV > 25$ м расход следует умножить на коэфф¹⁰ ции.ты, указанные в табл. III.85,

Т а б л и ц а III.93

Расход аммонита № 6ЖВ при работах
на сброс при $W < C$ 25 м
(г на 1000 м³ породы)

Категория крепости пород по EILiP—GJ									
Л	I		II		III		IV		IX
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	
1	0,85	0,95	1	1,04	1,36	1,5	1,8	2,03	2,4
1,25	0,93	1,03	1,08	1,15	1,5	1,63	1,96	2,21	2,6
1,5	0,77	0,87	0,91	0,98	1,23	1,37	1,64	1,85	2,2

Примечание. 1. При $K' > 25$ м расход следует увеличить с учетом коэффициентов, приведенных в табл. III.85. 2. Для других БВ принимают поправочные коэффициенты из табл. III.6.

Т а б л и ц а III.94

Расход СВ при основании взрывании
(м на 1000 м³ породы)

Л	Глубина заложения заряда, м							
	5	10	15	20	25	30	50	70

д ш

108	27	14,4	6,8	4,5	3,2	1,8	0,7
75,2	19,4	8,6	4,8	3,2	2,3	1,4	0,5
26,3	9,5	4,3	2,5	1,6	1,2	0,7	0,3

э д

1	32	4	1,2	0,8	0,7	0,6	0,4	0,2
1,25	22,2	2,7	0,9	0,5	0,6	0,5	0,3	0,1
1,5	11,1	1,4	0,4	0,3	0,5	0,4	0,2	0,1

Э л е к т р о п р о в о д а

1	216	54	29	14	9	6	4	1,5
1,25	150	39	17	10	6	5	3	1
1,5	53	19	8	5	3	2	1	0,6

[illegible]

§ 35. Образование полотна дорог взрывным способом

Взрывные работы на строительстве дорог применяют для образования дорожных полук заданных размеров при сохранении устойчивости нагорных откосов. При строительстве дорог в горных условиях взрывным способом в основном применяют методы шпуровых и скважинных, а также малокамерных зарядов.

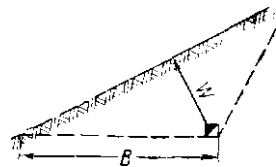


Рис. П.1.97. Однорядное расположение камерных зарядов на косогорах с уклоном до 30°

При методе малокамерных зарядов основной схемой их расположения является однорядная (рис. П.1.97). Показатель действия взрыва определяют из условия совпадения радиуса отрыва в подгорную сторону с основанием дорожной выемки по формуле

$$n = \sqrt{B - W} \quad (\text{П.1.17})$$

где B — ширина полки дорожной выемки, м; W — л. и. е., м.

При создании дорожных полук на косогорах с уклоном к горизонту свыше 50° применяют камерные заряды рыхления или сброса — с одно-, двух- и многоярусным расположением зарядов (рис. П.1.98). Схема взрывания — поярусная, начиная с верхних ярусов.

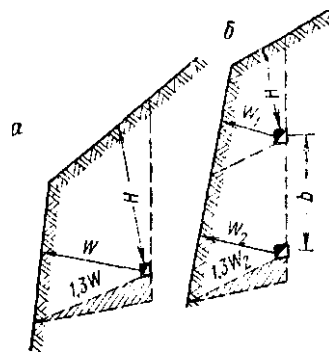


Рис. П.1.98. Расположение камерных зарядов рыхления на косогорах с уклоном более 50°:
а — одноярусное; б — двухъярусное

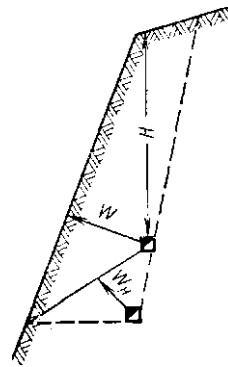


Рис. П.1.99. Комбинированное взрывание зарядов рыхления и сброса

Двух- и многоярусное расположение зарядов применяют при больших высотах обрушаемых откосов. Расстояние между ярусами зарядов

$$l = (1,3 \text{ - } 1,6) W, \text{ м,}$$

где W — л. п. с. зарядов нижнего яруса, м.

Комбинированные схемы зарядов рыхления и сброса (рис. III.99) применяют в случаях, когда работа на косогорах с уклоном более 50° затруднена. Показатель действия взрыва зарядов принимают в пределах 1-2 и определяют по формуле

$$n = 0,5 H/W,$$

где H — высота уступа над зарядом, м.

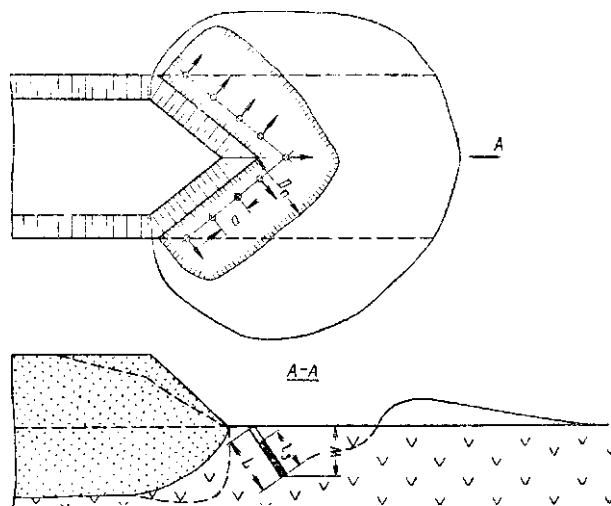


Рис. III.100. Схема образования поперечных траншей

Если ширина дорожной полки существенно превышает л. н. с нижнего заряда ($B \wedge 1,4117$), то его рассчитывают также на сброс с показателем действия взрыва, определяемым по формуле (III. 17)

При сооружении железных и шоссейных дорог через торфяные болота взрывные работы применяют для вытеснения торфа из-под откосов насыпей и посадки их основания на минеральное дно болота. Прежде чем отсыпать насыпь на торфяном болоте путем образования поперечных или продольных траншей, в полосе намечаемой насыпи взрывом на выброс вертикальными или наклонными скважинными зарядами удаляют верхний торфяной покров. Для увеличения объема выброса грунта за пределы трассы поперечные траншеи (рис. III.100) располагают под углом к оси трассы. Когда отсыпаемые насыпи с обеих сторон болота приблизятся одна к другой на 20 м, покров на оставшейся части удаляют продольными траншеями, которые образуют двусторонним взрывом на выброс (рис. III.101).

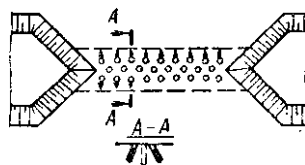


Рис. III.101. Расположение скважин для образования осевой траншеи в промежутке между сближенными насыпями

Ширина траншеи должна быть не более 9 м поверху, так как при большей ширине в траншее перед насыпью образуются валы отжатого торфа.

Массу скважинного заряда при снятии верхнего торфяного покрова болот определяют по формуле (II 1.3); W — мощность взрываемого слоя торфа (л. н. е.), м, а расчетный удельный расход ВВ зависит от зольности торфа:

Зольность, торфа, %	20—30	40—50	60—70
q , кг/м ³	0,7	0,8	0,9—1,0

Значения l (п) зависят от показателя действия взрыва:

$п$	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5
$l_{п}$	1,0	1,1	1,2	1,55	2,4	2,83	3,6

Длина заряда в скважине

$$l_3 = 0,75l, \text{ м,}$$

где l — глубина скважины, м.

Диаметр заряда

$$d, \text{ м,} \quad V = \frac{Q}{\rho_{ВВ} l_3}$$

где Q — масса заряда, т.

Расстояние между зарядами

м.

При посадке откосов насыпи, не достигших минерального дна болота, заряды взрывают в скважинах, пробуренных по нижним краям насыпи в один ряд (рис. III.102).

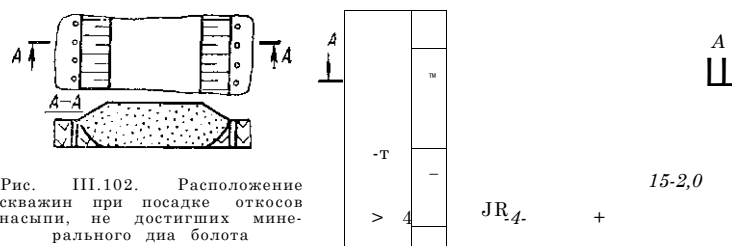
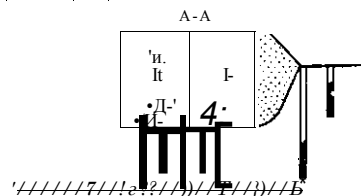


Рис. III.102. Расположение скважин при посадке откосов насыпи, не достигших минерального дна болота

Рис. III.103. Расположение скважин при посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота



При посадке всего основания насыпи, не достигшего минерального дна болота, заряды взрывают под насыпью (рис. III.103). Через насыпь пробуривают в шахматном порядке скважины диаметром 130—160 мм до минерального дна. С каждой стороны нижнего края насыпи у самых

откосов пробуривают по одному ряду скважин того же диаметра и также до минерального дна. Параллельно этим рядам на расстоянии 1,5—2 м от нижнего края насыпи пробуривают скважины глубиной, равной мощности верхнего покрова.

Первыми взрывают заряды, размещенные в скважинах по оси насыпи и по крайним рядам. Через 2 с взрывают заряды, размещенные в скважинах между осью и откосами насыпи, а через 4 с — заряды в скважинах у нижнего края насыпи.

Длина заряда $l_3 = H$ (здесь H — толщина слоя торфа под насыпью).
Масса заряда

$$Q = \gamma_s \Gamma l_3 D/4, \text{ кг.} \quad (\text{III.18})$$

Расстояние между зарядами в ряду

$$a = 30d_3, \text{ дм.}$$

Диаметр заряда принимают 100—120 мм.

§ 36. Рыхление мерзлых грунтов и торфа

Рыхление взрывом смерзшихся грунтов применяют в зимнее время (сезонно-мерзлые грунты) и в условиях вечной мерзлоты при планировке площадок, разработке котлованов, траншей, канав и других выемок, а также при рыхлении мерзлого слоя торфа с целью ускорения процесса оттаивания. При рыхлении мерзлых грунтов применяют скважинные или шпуровые заряды (табл. 111.97, 111.98). Допускается применение малокамерных зарядов (табл. 111.99, III.100), размещенных в лунках. Шпуровые заряды применяют при мощности мерзлого слоя до 1,5 м. При большей глубине промерзания следует применять скважинные заряды.

Диаметр заряда, при котором шпур (скважина) заполняется ВВ на $2/3$ своей глубины,

$$d_3 = 50 \Gamma K < \wedge \Gamma, \text{ мм,}$$

где W — толщина слоя мерзлоты (л. н. е.), м.

Расчетный удельный расход ВВ q (кг/м³) при взрывании мерзлой глины и строительного мусора 0,7—0,9, суглинка моренного с галькой 0,6—0,7 и песчаных и черноземных грунтов 0,4—0,6.

Массу заряда ВВ в шпуре, скважине, рукаве определяют по формуле (III.2), для которой принимают W , м — глубину шпура или скважины (при рукавах — глубина рукава, но не более глубины промерзания; при котловых зарядах — глубина промерзания). При $W = 1$ м массу заряда определяют по формуле (111.19).

Расстояние между выработками в ряду в зависимости от свойств взрываемого грунта, мощности мерзлого слоя и требуемой степени дробления принимают $(0,8 \text{--} 1,5) W$ — для шпуров и скважин и $(1 \text{--} 1,5) W$ — для котловых и малокамерных зарядов, а расстояние между рядами принимают $(0,85 \text{--} 1) W$.

При рыхлении мерзлого торфа заряды размещают в шпурах. Глубину шпуров принимают равной мощности мерзлого слоя торфа, но не менее 0,5 м. Расстояние между зарядами и их масса зависят от мощности слоя мерзлого торфа (табл. III.101).

Т а б л и ц а III.97

Основные расчетные параметры шпуровых зарядов

Показатели	Мощность слоя мерзлого грунта, м														
	0,5	0,75	1,0	1,5	2	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2
	I категория					II категория					III категория				
Глубина шпура, м . . .	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0
Л. н. е., м	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0
Расстояние между шпурами, м	0,75	1,1	1,3	1,8	2,4	0,65	1,0	1,2	1,7	2,3	0,6	0,9	1,1	1,5	2,0
Расстояние между рядами, м	0,38	0,56	0,75	1,12	1,5	0,38	0,56	0,75	1,12	1,5	0,38	0,56	0,75	1,12	1,5
Поправочный коэффициент к удельному расходу ВВ	3,5	1,6	1,0	—	—	3,5	1,6	1,0	—	—	3,5	1,6	1,0	—	—
Масса заряда, кг . . .	0,22	0,34	0,50	1,7	4,0	0,2	0,4	0,6	2,0	4,8	0,32	0,47	0,7	2,4	5,6
Объем породы на шпур, м ³	0,14	0,47	0,98	3,0	7,2	0,12	0,42	0,9	2,9	6,9	0,11	0,38	0,83	2,5	6,0

П р и м е ч а н и е . Расчетный удельный расход ВВ для грунтов I, II и III категорий (ЕНиР—69) равен соответственно 0,5, 0,6 и 0,7 кг/м³.

Т а б л и ц а III.98

Расход ВМ и шпуров при рыхлении мерзлого грунта шпуровыми зарядами
(на 100 м³)

Статья расхода	Мощность слоя мерзлого грунта, м														
	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0	0,5	0,75	1,0	1,5	2,0
	I категория *					II категория					III категория				
Аммонит № 6ЖВ, кг	1,57	73	52	57	56	216	96	67	69	70	280	124	106	96	94
КД или ЭД, шт. . . .	785	235	113	36	15	920	260	122	39	17	1000	289	132	44	19
ОШ, м	785	235	113	36	15	920	260	122	39	17	1000	289	132	44	19
Шпуры, м	356	160	103	50	28	420	178	111	52	29	455	200	120	60	33

* По ЕНиР—69.

Т а б л и ц а III.99

Основные расчетные параметры малокамерных зарядов

Показатели	Мощность слоя мерзлого грунта, м											
	2	2	3	3	2	2	3	3	2	2	3	3
	I категория *				II категория				III категория			
Длина рукава, м	2,0	2,2	3,0	3,6	2,0	2,2	3,0	3,6	2,0	2,2	3,0	3,6
Л. и. с., м	2	2	3	3	2	2	3	3	2	2	3	3
Расстояние между рукавами, м	3,0	3,0	4,5	4,5	3,0	3,0	4,5	4,5	3,0	3,0	4,5	4,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,5	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7	0,7
Масса заряда в рукаве, кг	4,0	4,0	13,5	13,5	4,8	4,8	16,2	16,2	5,6	5,6	19,0	19,0
Объем породы, взрывааемой одним зарядом, м ³	12,0	13,2	40,5	48,5	12,0	13,2	40,5	48,5	12,0	13,2	40,5	48,5

• По ЕНиР—69.

Т а б л и ц а III.100

Расход ВМ и рукавов
(на 100 м³ грунта)

Статья расхода	Мощность слоя мерзлого грунта, м											
	0	2	3	3	0	2	3	3	2	2	3	3
	I категория				II категория				III категория			
Рукав, м	16,7	16,7	7,5	7,5	16,7	16,7	7,5	7,5	16,7	16,7	7,5	7,5
Аммонит № 6ЖВ, кг	33,3	30,2	33,3	30,2	40,0	36,4	40,0	36,4	46,5	42,5	46,5	42,5
ЭД, шт	8,4	7,6	2,7	2,2	8,4	7,6	2,7	2,2	8,4	7,6	2,7	2,2

Т а б л и ц а III.101

Расположение и масса зарядов для взрывания
мерзлого торфа

Показатели	Мощность слоя мерзлого торфа, м			
	0,2	0,2—0,3	0,3—0,5	0,5
Расстояние между зарядами в ряду и между рядами, м	1,7—2	1,6—1,9	1,4—1,8	1,3—1,5
Масса заряда, кг	0,2—0,5	0,3—0,6	0,4—0,7	0,5—0,9

§ 37. Строительство водоемов

При взрывании на выброс для сооружения котлованов под водоемы заряды можно размещать в траншеях (котлах), в скважинах, шурфах и камерах. Экономически целесообразно применять двухрядное расположение зарядов (рис. III.104).

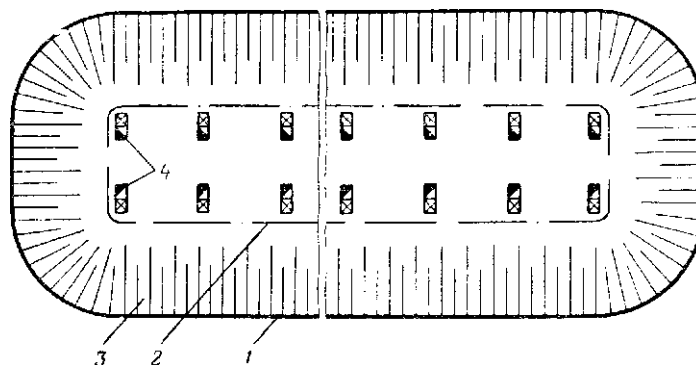


Рис. III.104. Расположение подготовительных выработок:
1 — Верхняя Сровка котлована по проекту; 2 — нижняя бровка котлована по проекту; 3 — откос по проекту; 4 — шпуры

Величину заряда определяют по формуле М. М. Борескова (II.1.3), где q — расчетный удельный расход ВВ (для глинистых и суглинистых грунтов принимают равным 1,2—1,3 кг/м³);

$$W = \frac{h}{0,4 (2n - 1)}$$

где h — проектная глубина котлована, м; n — показатель действия взрыва.

Т а б л и ц а III.101

Расчетные параметры взрывных работ
при различных объемах водоемов *

Показатели	Объем котлована, тыс. м ³				
	10	15	20	25	35
Л. и. е., М	5	5,8	6,7	7,5	8,33
Расстояние между зарядами, м	7,5	8,75	10,0	11,25	12,5
Расстояние между рядами, м . ,	7,5	8,75	10,0	11,25	12,5
Число зарядов, шт	22	22	18	16	14
Масса одного заряда, т	0,8	1,3	1,9	2,75	3,80
Общая масса заряда, т	17,6	28,6	34,2	44,0	53,0

* Здесь л = 2, тогда $0,4 + 0,6л^3 = 5,2$. Расчетный удельный расход ВВ принят 1,25 кг/м³.

Расстояние между зарядами в ряду и между рядами (табл. III. 102)

$$a = b = 0,51V (n + 1).$$

Число зарядов в ряду

$$ЛГ = \frac{L}{a} + 1,$$

где L — длина дна водоема, м.

§ 38. Строительство каналов взрывным способом

Применяют два способа строительства каналов при помощи взрыва:

1) взрывание на выброс камерных, котловых или удлиненных зарядов;
2) рыхление грунта в пределах заданного профиля выемки шпуровыми или скважинными зарядами. Рыхление грунта в выемках заданного сечения выполняют на полную глубину или послойно. На полную глубину взрывают обычно скважинными зарядами.

За расчетную л. и. с. заряда выброса принимают расстояние по нормали от намеченного центра заряда до открытой поверхности. Величину заряда определяют по формулам (III.3), (III.4), видимую глубину воронки в породах — по формуле (III.6). Параметры взрывания определяют в зависимости от ширины выемки поверху, ее глубины и крепости взрываемых пород. При этом учитывают:

1. Если ширина выемки равна ее глубине, то рыхление может быть выполнено одним рядом скважин (шпуров), расположенных по оси выемки; если ширина выемки в 1,5 раза больше ее глубины — двумя рядами зарядов; при еще большей ширине — тремя рядами и более.

2. Расстояния между зарядами равны расстояниям между рядами зарядов; при мгновенном взрывании заряды располагают в шахматном порядке, при короткозамедленном — по квадратной сетке.

3. Заряды взрывают попарно с замедлением между рядами 25—50 мс.

Расход ВМ для послойного рыхления грунта при проходке каналов и траншей и других выемок шириной поверху 1,4 м и по дну 1 м, глубиной 2 м приведен в табл. П 1.103.

Т а б л и ц а П 1.103

Расход ВМ и шпуров на 1000 м³
(по данным М. М. Докучаева и др.)

п. л. тория чтостп ПСрд ЕПНР-6'9	J			
	Расход у\шО!1 НГ а, кг	j Расход ЭД, ш г.	Длина шнуров, м	Чнсл шнуро
V	89,5; 125; 234	264	290	204
		500	430	500
		1670	835	1670
VI	120, 106, 294	286	316	286
		525	450	525
		1700	850	1700
VII	194, 200, 326	416	460	416
		555	470	555
		1730	865	1730
VIII	240, 245, 380	435	480	435
		595	505	595
		1730	865	1730
IX	280, 290, 500	475	520	475
		625	530	625
		2080	1040	2080
X	34,3, 350, 620	515	565	515
		690	585	690
		2220	1100	2220
XI	413, 450, 780	545	600	545
		740	630	740
		2500	1250	2500

П р и м е ч а н и е . Три цифры даны для мощности снимаемого слоя соответственно 0,9, 0,7 и 0,4 м.

П р и м е н е н и е траншейных линейно-протяженных зарядов выброса является одним из путей совершенствования технологических приемов при сооружении каналов взрывным способом для оросительных систем. Достоинства этого способа: возможность механизации всех работ по подготовке и проведению взрыва, получение выемки со строго выдержанным по длине поперечным сечением и уплотненной зоной, служащей противофильтрационным экраном, рациональное использование энергии взрыва и др.

Для строительства ирригационных каналов, дюкеров и коллекторов взрывом траншейных зарядов можно применять схемы: однотраншейную, двухтраншейную симметричную, трехтраншейную симметричную, двухтраншейную асимметричную и трехтраншейную асимметричную. В последних двух случаях заряды укладывают на различную глубину.

При строительстве каналов значительной глубины может быть применена комбинированная схема, состоящая из основного ряда сосредоточенных скважинных зарядов по оси выемки и одного или двух траншейных рядов, укладываемых параллельно основному, но на меньшую глубину.

Одиночный траншейный заряд укладывают на глубине

где l_v — видимая глубина выемки или глубина участка, строящегося канала, м; p — показатель действия взрыва; $k = 0,35$ -т- $0,65$ — коэффициент, учитывающий свойства грунта, глубину заложения заряда и его величину.

Масса 1 м одиночного траншейного заряда

$$Q = 0,68 l_v^2 (0,24 l_v^2 - 1,14 l_v + 2,93) / 1,81 e, \text{ кг},$$

где e — коэффициент работоспособности ВВ.

При двухтраншейной симметричной схеме расстояние между рядами

$$a = 1,57 / \rho_n L_{г.л.}, \text{ м},$$

где R_n — радиус полости, м; $\rho_{г.л.}$ — поправочный коэффициент, учитывающий глубину заложения заряда (для показателя действия взрыва $p = 2,5$ -нЗ соответственно $k_{г.л.} = 0,87$ -н0,9).

При асимметричной двухтраншейной схеме для вспомогательного заряда

$$«всп = p + 0,5,$$

где p — показатель действия взрыва основного заряда.

Глубина заложения вспомогательного заряда зависит от проектного угла откоса борта канала. Взрывание обоих зарядов при симметричной двухтраншейной схеме выполняется одновременно, при асимметричной же схеме вспомогательные заряды взрываются с опережением.

§ 39. Взрывные работы при сооружении плотин

Для создания перемычек и плотин применяют односторонние взрывы — при обрушении одного из берегов и двусторонние — при обрушении обоих берегов водотока. Более часто применяют односторонние взрывы. Для взрывного перекрытия потоков применяют скважинные и камерные заряды либо сочетание тех и других. Метод камерных зарядов более универсален.

Расположение скважинных зарядов, как правило, многорядное, причем наибольшее число рядов размещают в створе гребня плотины и наименьшее — на периферийных участках. Скважины могут быть как вертикальными, так и наклонными.

Однорядное расположение зарядов, как правило, применяется при отвесных (крутых) берегах с углом откоса не менее 65° .

Двух- и многорядное расположение зарядов применяют: для образования взрывом зарядов первого ряда искусственной вогнутой полости, обеспечивающей повышение направленности броска породы; для создания крутого откоса перед вторым и последующими рядами зарядов; для образования взрывом зарядов первого ряда защитного буфера из разрушенных пород, обеспечивающего уменьшение разлета кусков породы; для улучшения качества дробления перемещаемой породы и уменьшения расхода ВВ (при $XV > 50$ м).

Удаление зарядов от забоя характеризуется отношением л. н. с. к высоте обрушаемого массива, которое рекомендуется принимать равным 0,8 — для зарядов рыхления; 1,0 — для усиленных зарядов с показателем выброса $p = 1,25$ и 1,1 — 1,2 — для $p > 1,25$.

Расстояние между зарядами определяют в зависимости от величины n :

n	1	1,5	2,0	4,0
a	1	1,25	1,5	0,8—1

Масса заряда определяется по формуле М. М. Борескова (III.2). При этом, чем больше n , тем больше дальность отбрасывания и процент сброса породы с обрушаемого берега.

Примером решения сложной гидротехнической задачи с помощью направленных взрывов является строительство плотины в урочище Медо с селехранилищем объемом 6 млн. м³ (табл. III. 104), созданной в общем комплексе мероприятий по защите г. Алма-Ата. Высота плотины более 100 м, объем каменной наброски — свыше 3 млн. м³. Для выполнения такого объема скальных работ в межселевый период были применены массовые направленные взрывы на сброс (рис. III. 105, табл. III.105).

Т а б л и ц а III. 104

Технико-экономические показатели взрывов камерных зарядов при сооружении Алма-Атинской селезащитной плотины (по данным И. Л. Блеймана)

Показатели	Заряд правого берега	Заряд левого берега	В целом по плотине
Число зарядов ВВ	5	10	15
Максимальная масса одного заряда ВВ, т	3 605	495	
Сбщая масса зарядов ВВ, т	5 294	3 941	9 235
Сбсьм проходческих работ, км	8 335	7 759	16 094
Объем взорванного массива, тыс. м ³	2 500	1 850	4 350
Объем породы, тыс. м ³ : уложенной в проектный контур	1 670	850	2 520
оставшейся за пределами контура плотины	1 480	1 480	2 960
Трудовые затраты, чел-смен: на проходку выработок	25 961	32 340	58 301
на подготовку взрыва	5 977	5 047	11 024

Т а б л и ц а III.105

Параметры зарядов при взрыве правого берега плотины

Показатели	Высота массива, м				
	140,5	64,5	76	68,3	65,4
Расстояние между зарядами, м . . .	83,5	52,1	50,5	46,0	53,5
Относительное расстояние			48	48	48
			1,0	1,05	1,0
	3605	439,3	480	274,4	495

В качестве ВВ был использован чешуированный тротил в бумажных мешках, аммонит № 6, № 9 и (в качестве промежуточного детонатора) аммонит № 6 ЖВ. В основной камере было установлено восемь боевиков, в остальных камерах — по четыре боевика (рис. III.106).

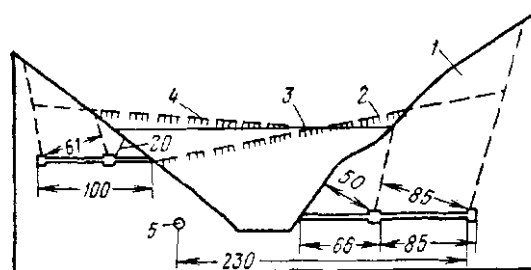


Рис. III.105. Расположение штолей и камер для размещения зарядов (размеры в метрах):

1 — контур правого склона до взрыва; 2 — контур (по проекту) плотины после взрыва правого склона; 3 — проектный контур плотины; 4 — контур (проектный) плотины после взрыва левого склона; 5 — водосбросный тоннель

Общая фактическая стоимость взрыва на плотине составила 5,39 млн. руб. Экономия по сравнению с укладкой скального грунта механизмами в тех же условиях составила 3—3,6 млн. руб.

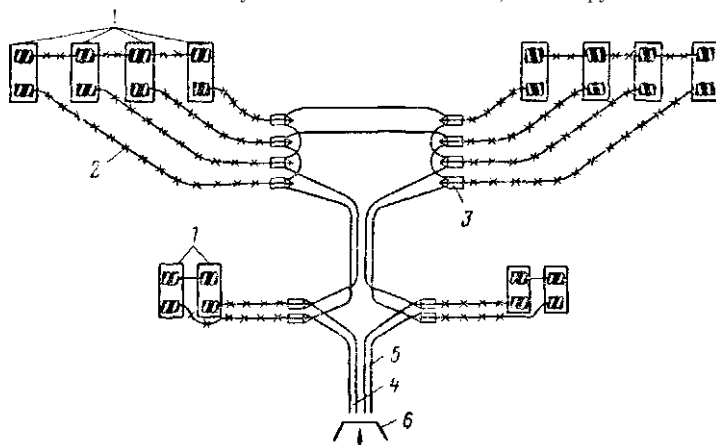


Рис. III.106. Схема взрывной сети правобережного взрыва (центральная штольня):

1 — ящик с боевиками; 2 — ДШ; 3 — ЭД; 4 — дублирующая сеть; 5 — основная сеть; 6 — устье штольни

Сооружение плотин с помощью массовых направленных взрывов позволяет: сократить сроки строительства гидротехнических сооружений без снижения их надежности; значительно снизить стоимость воз-

водимых сооружений вследствие сокращения затрат на заработную плату и амортизацию механизмов, расхода горючего и т. д.; производить работы в любое время года независимо от погоды.

§ 40. Образование взрывом траншей и котлованов

Для получения открытых выемок с ненарушенными бортами, как правило, применяют, предварительное щелеобразование, заключающееся во взрывании контурных зарядов (табл. III. 106) с опережением во времени по отношению к взрыву зарядов рыхления (рис. 111.107).

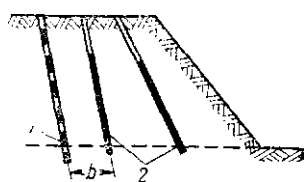


Рис. III.f07. Заряды:
1 — контурные; 2 — рыхления

Заряды щелеобразования желательно взрывать заблаговременно, до бурения скважин под заряды рыхления. Если это сделать невозможно, следует применить короткозамедленное или замедленное взрывание скважинных зарядов рыхления по отношению к зарядам предварительного откола. При этом в слабых породах замедление должно быть не менее 100 мс, а в крепких — не менее 75 мс.

При методе предварительного щелеобразования и использовании зарядов из стандартных патронов аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм расстояния между скважинами принимают в пределах 0,5—0,9 м. Если диаметр патрона не равен 32 мм, расстояние между скважинами принимают по четвертой графе табл. III. 106.

Количество ВВ в 1 м заряжаемой части контурной скважины зависит в основном от крепости пород: для крепких ненарушенных пород 0,4—0,6 кг; для слабых разрушенных и выветренных пород — 0,2—0,3 кг. Если скважина пробурена по неоднородным породам, эту величину подбирают отдельно для каждой породы.

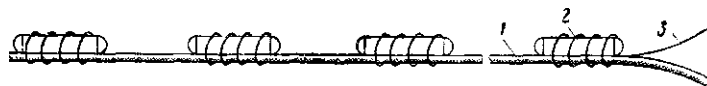


Рис. III.108. Заряд-гирлянда:
1 — ДШ; 2 — патроны ВВ; 3 — шпагат

Расстояние между скважинами рыхления и контурными скважинами принимают (10-20) d_z (рыхления). В породах, склонных к образованию заколов, и в тех случаях, когда к защите борта (стенки) от повреждения предъявляют высокие требования, контурные скважины следует бурить глубже скважин рыхления на (7-12) rf_z рыхления. В остальных случаях глубину контурных скважин принимают равной глубине скважин рыхления.

При контурном взрывании целесообразно применять заряды в виде гирлянды из патронов ВВ, привязанных к ДШ (рис. 111.108). Поел. зарядания скважину следует засыпать забоечным материалом на всю глубину. Длина забойки между устьем скважины и ближайшим патроном должна быть 2—4 м.

Т а б л и ц а 111.106

Расстояния между скважинами для предварительного
щелеобразования при диаметре заряда 32 мм
(аммонит № 6ЖВ)

Горные породы	Категория крепости пород по ЕНиР—69	Направление (цели по отношению к основной системе трещин)	Расстояния между скважинами	
			м	в диаметре заряда
Известняк горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами разбит на блоки размером 20—50 см в небольшом ребре	VI—VII ¹	Параллельное	0,9	
То же	VI—VII	Под углом 30—70°	0,7	
Известняк, пласты i перемятые, сильно трещиноватые	VII	Параллельное	0,8	
То же	VII	Под углом 30—70°	0,7	
Песчаник тонкозернистый, крупноблочный	VI	Вертикальной трещиноватости нет	0,6—0,7	
Гранит мелкозернистый:				
трещиноватый	X	Господствующая система трещиноватости отсутствует	0,6	
крупноблочный	X	Параллельное	0,7	22
То же	X	Под углом 30—70°	0,5	16

§ 41. Взрывные работы при добыче штучного камня

При добыче штучного камня, предназначенного для изготовления тесаных и полированных изделий, не допускающих наличия даже волосяных трещин и ожогов, применяют дымный порох.

Штучный камень от массива отделяют взрыванием шпуровых зарядов при трех открытых поверхностях. Шпуры бурят с учетом заданных размеров отрываемого блока, крепости породы, наличия или отсутствия трещин, кливажа и контактов между естественными отдельностями. Расстояние между шпурами в ряду подбирают опытным путем, начиная с 0,2—0,3 м. Диаметр шпура не более 35 мм. Суммарную величину зарядов на отрыв блока рассчитывают по формуле (III. 1), где q для дымного пороха принимают 0,05—0,3 кг/м³.

¹ Пороховые заряды инициируют от пламени ОШ или ЭВ. Иницирующий конец шнура завязывают узлом и на сгибах надрезают. В качестве забойки шпуров используют бумажные пыжи, поверх которых досылают один-два глиняных пыжа, а затем засыпают измельченной породой.

§ 42. Корчевка пней и валка деревьев

Для очистки площадей, предназначенных для застройки, возделывания сельскохозяйственных культур, заготовки топлива и сырья для лесохимической промышленности, для очистки зоны затопления при корчевке пней следует учитывать твердость дерева, давность рубки, особенности корневой системы, диаметр пней, а также характер грунта. Эти факторы влияют на выбор величины заряда и расположение зарядной камеры.

Заряды взрывают двумя способами: в подкопке диаметром 80—100 мм и глубиной 1,5—2 диаметра подземной части пня (рис. 111.109)

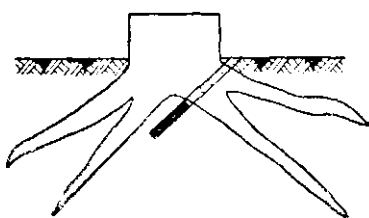


Рис. 111.109. Корчевка пней зарядом в подкопке

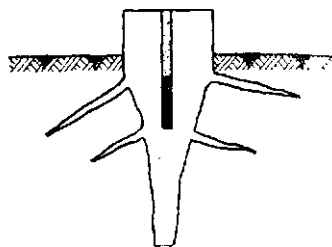


Рис. 111.110. Корчевка пней зарядом в шпуре, высверленном в древесине

в шпуре диаметром 40—50 мм, высверливаемом в древесине по оси пня (рис. 111.110).

Массу заряда определяют по формуле

$$Q = 1nd_n, \text{ г},$$

где q_n — удельный расход ВВ (табл. III.107); d_n — диаметр пня на высоте 10 см от разветвления корней, см.

При корчевке пней диаметром более 1 м при наличии мощных стержневых корней заряды располагают в двух подкопах, выбуренных с противоположных сторон пня, либо применяют котловый заряд. При валке деревьев взрывным способом применяют заряды в подкопах, шпурах или наружные заряды, плотно привязанные к стволу дерева. Применяют два способа валки деревьев: с оставлением пня на месте (в этом случае дерево перебивают наружным зарядом ВВ, вплотную привязанным к стволу, или взрыванием заряда в шпуре, выбуренном в стволе дерева примерно на $\frac{2}{3}$ толщины его); вместе с корнем (для этого заряд помещают в подкоп, как при корчевке пней).

Подкоп выполняют под углом 35—50° к поверхности земли (см. рис. 111.109) на расстоянии 10—20 см от пня, так чтобы заряд ВВ находился под его центром (при поверхностной системе) или сбоку, вплотную к стержневому корню (при стержневой корневой системе).

Масса наружного заряда для перебивания ствола дерева

$$Q = 785qd^2, \text{ кг},$$

где q — удельный расход ВВ, принимаемый для твердых и вязких пород (дуб, бук, вяз, береза) 1,25—1,5 г/см³, для остальных — 1,0 г/см³; d — диаметр дерева, см.

Т а б л и ц а 111.107

Удельный расход ВВ на 1 см диаметра пня, г

Диаметр пня, см	Щебенистый грунт с галькой	Суглинистый грунт	Торф
Для мягких пород (сосна, ель, ольха, осина, пихта, липа, тополь и др.)			
20—25	16/12	18/14	10/8
30—35	18/14	20/16	12/10
40—45	20/16	22/18	14/12
50—55	22/18	24/20	16/14
60—65	24/20	26/22	18/16
70—80	26/22	28/24	20/18

Для твердых пород (береза, бук,
вяз, дуб, клен, ясень и др.)

20—25	18/14	22/16	12/10
30—35	20/16	24/18	14/12
40—45	22/18	26/20	16/14
50—55	24/20	28/22	18/16
60—65	26/22	30/24	20/18
70—80	28/24	32/26	22/20

Примечание. При давности рубки менее 5 лет (в числителе) и более 5 лет (в знаменателе). Удельный расход ВВ следует уточнять опытным путем.

При перебивании древесных стволов шпуровыми зарядами шпуровы выбурируют механическими сверлами. Масса заряда в шпуре

$$Q = 0,2 \cdot r^2 \cdot l, \text{ г.}$$

Расход ВМ, а также средние затраты времени и ВВ на корчевку пней приведены в табл. 111.108 и 111.109.

Т а б л и ц а 111.108

Расход СВ и других материалов при корчевании пней
и валке деревьев в зависимости от их диаметра, см

Материалы	15	20	30	40	53
КД, шт	7,15	5,5	3,7	2,25	2
ОШ, м	7,15	5,5	3,7	2,75	2
Пеньковый фитиль, м	0,07	0,06	0,04	0,03	0,022
Материалы	60	70	80	90	100
КД, шт	1,83	1,57	1,37	1,22	1,1
ОШ, м	2,3	1,95	1,7	1,53	1,37
Пеньковый фитиль, м	0,021	0,02	0,017	0,015	0,014

Т а б л и ц а 111,109

Затраты времени и расход ВВ на корчевку пней

Затраты времени, мин					Затраты времени, мин				
« «									
S i s ж т о									
С У х о й п е с о к , п р и б о л о т н ы й И п е с ч а н и с т ы й с у г л и н о к									
поверхностными корнями					Со стержневыми корнями				
30	10	5	15	0,6	10	5	20	0,8	
40	15	5	25	0,8	20	5	25	1	
50	20	5	30	1	25	5	30	1,4	
60	20	5	35	1,2	25	6	35	1,7	
70	25	5	45	1,4	30	6	45	1,9	
80	25	6	60	1,6	30	7	60	2,2	
90	30	6	70	1,8	35	7	70	2,5	
поверхностными корнями					Со стержневыми корнями				
30	20	5	25	1	25	5	25	1,2	
40	20	5	25	1,4	25	6	25	1,6	
50	25	6	30	1,8	30	6	30	2	
60	25	7	35	2,1	30	7	35	2,4	
70	30	7	45	2,5	35	8	45	2,8	
80	30	8	60	2,8	35	8	60	3,2	
90	35	8	70	3/2	40	8	70	3,6	
М о к р ы й , т в е р д ы й , к р е п к и к а м е и с т ы й г р у н т									
С поверхностными					Со стержневыми корнями				
30	25	5	25	0,3	25	5	25	0,5	
40	25	5	25	0,4	25		25	0,6	
50	30	5	35	0,5	30		35	0,8	
60	30	5	45	0,6	35		45	0,9	
70	35	5	55	0,7	40		55	1,1	
80	40	5	65	0,8	45		65	1,2	
90	45	5	75	0,9	50		75	1,4	
С поверхностными корнями					Со стержневыми корнями				
30	25	5	25	0,6	30	5	30	0,8	
40	25	5	25	0,8	30	5	30	1	
50	30	5	35	1	35	5	35	1,3	
60	35	5	45	1,2	40	5	50	1,5	
70	45	5	55	1,4	50	6	60	1,8	
80	50	6	65	1,6	60	6	70	2	
90	60	6	75	1,8	70	7	80	2,3	

§ 43. Образование колодцев и шурфов взрывом

При проходке горных выработок в мягких сжимаемых породах взрывом скважинного заряда ВВ уплотняют грунт. Образованная полость после закрепления может служить в качестве горной выработки (рис. III.111).

Уплотненные взрывом вмещающие породы приобретают большую устойчивость, значительно повышается их водонепроницаемость, а образованную полость закрепляют легкоразборными видами крепи. Выработки с малым сроком службы могут быть использованы незакрепленными (например, минные штольни и др.). Это предопределяет эффективность метода (табл. III.110).

Радиус цилиндрической полости определяют по формуле

$$R_n = \frac{p}{V_{pe}},$$

где p — расход ВВ на 1 м заряда, кг;
 e — коэффициент работоспособности ВВ.

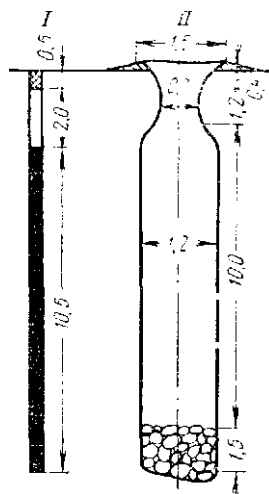


Рис. III.111. Конструкция заряда (I) и профиль выработки (II)

Т а б л и ц а III.110

Сравнительные технико-экономические показатели
 способов проходки выработок глубиной 20 м

(по Г. А. Васильеву)

Показатели	Способы проходки		
	ручной	шурфокопатель	взрывной
Диаметр выработки, м	1,6	1,3	1,6
Стоимость, руб.:			
рабочей силы	283	99	45
материалов	230	341	250
Транспортные расходы, руб.	5	5	5
Общая стоимость работ, руб.	518	445	300
Продолжительность выполнения работ, ч	160	80	8

воронок (при диаметре выработок более 3 м) предлагаются следующие конструкции вертикальных цилиндрических зарядов: с воздушным промежутком (рис. III.112); с дополнительным зарядом в надполостном целике (рис. III.113); с накладным зарядом у устья скважины, подрываемым одновременно с инициированием основного (скважинного) заряда (рис. III.114).

Радиус и высота накладного заряда:

$$r_{\text{н}} = 1,25 r_{\text{ц}};$$

$$H_{\text{н}} = (1,1 + 1,4) d_{\text{з}}.$$

§ 44. Обрушение зданий и сооружений, валка труб

Для обрушения зданий или сооружений взрывом образуют сквозной подбой по периметру наружных стен и других несущих элементов (колонн, внутренних капитальных стен и т. п.), в результате чего объект, лишенный опоры, падая на свое основание, разрушается. Высота сквозного подбоя должна быть не менее половины толщины стены, что достигается взрыванием двух или трех рядов зарядов, располагаемых в шахматном порядке. Шпуров бурят на глубину не более $\frac{1}{3}$ толщины стены.

В колоннах и простенках, где по ширине необходимо поместить только несколько зарядов, шпуров бурят по прямоугольной сетке. В углах стен один над другим в направлении по биссектрисе угла бурят угловые шпуров глубиной не более $\frac{2}{3}$ толщины стены.

Обрушение зданий и сооружений выполняют зарядами в шпурах или рукавах. При обрушении зданий на основание шпуров размещают с внутренней стороны стен на расстоянии не менее 0,5 м от пола первого этажа по всему периметру здания.

Массу заряда при взрывании стен, колонн и т. д. определяют по формуле (III.3), в которой q зависит от свойств ВВ, крепости взрываемой кладки и глубины шпуров (табл. III.111), кг/м³; W — л. и. с. (принимается равной половине толщины стены), м.

Диаметр шпура, при котором $l_{\text{з}} = V_{\text{з}} C$,

$$d = 1,4 \sqrt{\frac{P_{\text{вв}}}{C}}, \text{ Дм},$$

где $P_{\text{вв}}$ — плотность ВВ, кг/дм³; $l_{\text{з}}$ — длина заряда, м; C — толщина стены, м.

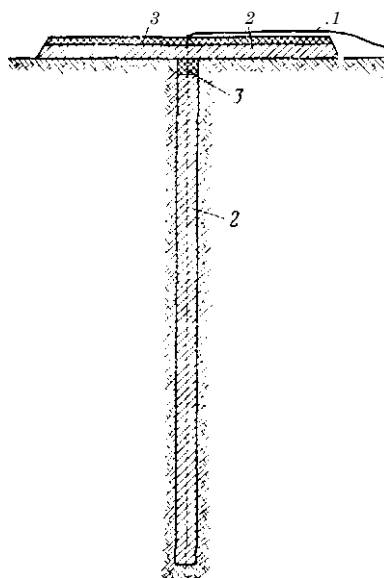


Рис. III.114. Конструкция накладного заряда*.

1 — ДШ; 2 — зерногранулит 79/21; 3 — аммонит „Г 6ЖВ

Т а б л и ц а III.111

Удельный расход аммонита № 6ЖВ
при обрушении зданий и сооружений

Показатели	Толщина кладки, м					
	0,45	0,5	0,6	0,7	0,75	0,8
Удельный расход ВВ (кг/м³) при взрывании: кирпичной стены на из- вестковом растворе	1,8	1,63	1,35	1,17	1,08	0,9
то же, на цементном растворе	2,0	1,78	1,5	1,28	1,18	1,0
бетонных стен	2,17	1,96	1,62	1,4	1,28	1,18
железобетонных стен	2,36	2,1	1,8	1,54	1,42	1,18

Продолжение табл. 111.111

Показатели	Толщина кладки, м					
	0,9	1,0—1,3	1,3—1,3	1,6-1." 1.8-1,9	1,0—2,5	

Удельный расход ВВ (кг/м³) при взрывании: кирпичной стены на из- вестковом растворе	0,81	0,72	0,64	0,6	0,45	0,36
то же, на цементном рас- творе	0,9	0,79	0,65	0,62	0,5	0,39
бетонных стен	0,93	0,86	0,76	0,70	0,58	0,43
железобетонных стен	1,05	0,94	0,83	0,76	0,59	0,47

Если принятый диаметр шпура (заряда) больше величины d , глу-
бину шпура следует принять меньше $\frac{2}{3}$ толщины стены:

C -г.

Расстояние между шпурами в ряду принимают: для сосредоточен-
ных зарядов (1,0-И,4) W , для удлиненных (0,7-1,0) W . Расстояние
между рядами зарядов принимается (1,3+ 1,6) W . Крайние шпуры бурят
на расстоянии W от краев стен и простенков. В колоннах диаметром
> 1,5 м заряд увеличивают на 25% по сравнению с зарядами, рассчи-
танными для разрушения стен.

При обрушении зданий со сплошными капитальными стенами
взрывные работы можно вести по частям — обрушать здание по
секциям (рис. 111.115).

Направленность обрушения зданий и сооружений достигается расположением горизонтальных шпуров в форме клина. Глубина шпуров составляет $\frac{3}{4}$ толщины стены, л. н. с. — $\frac{1}{2}$ толщины стены. Расстоя-

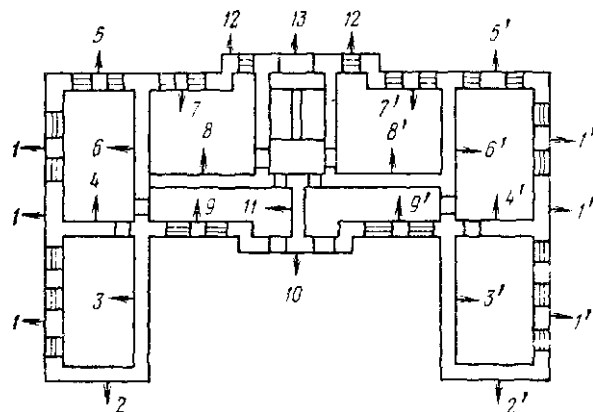


Рис. III.115. Схема обрушения здания по частям:
1 — — последовательность взрывания

ние между любой парой соседних шпуров 0,3 м. Верхний ряд шпуров располагают под углом 10° к вершине клина, нижний — под углом 20° . Шпуры располагают в шахматном порядке (рис. III.116).

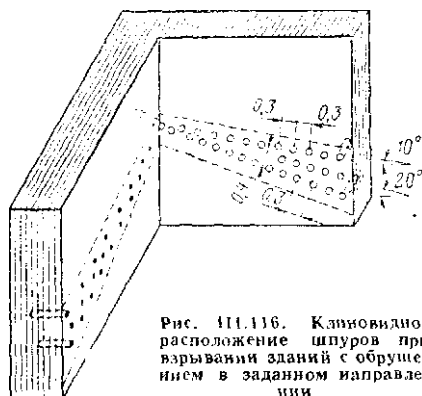


Рис. III.116. Клиновидное расположение шпуров при взрывании зданий с обрушением в заданном направлении

Для обрушения башни или трубы в заданном направлении (рис. III.П7) производят сплошной подбой стен со стороны направления валки на $\frac{2}{3}$ — периметра и подкол по остальной части периметра стены выше уровня подбоя на 0,7—1,0 м.

Т а б л и ц а 111.11 б

Расход ВМ при взрывании стен на 100 м их периметра

ВМ	Толщина стен, м	Классы			стен	IV
		I	II	III		

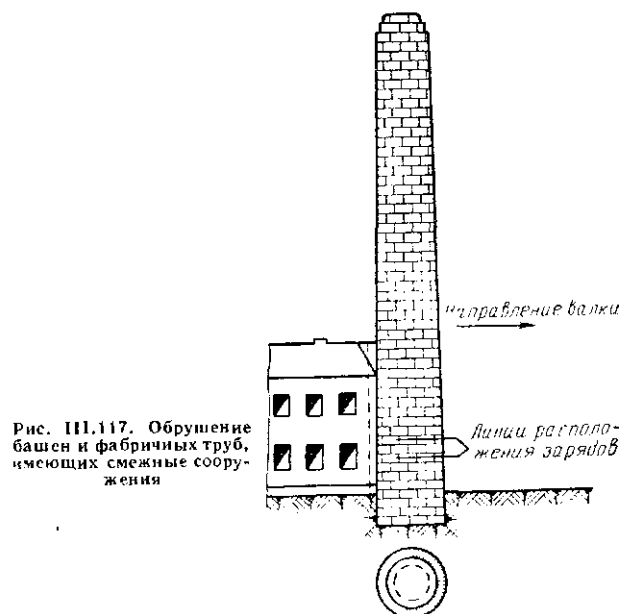
В з р ы в а н и е ш п у р о в ы м и з а р я д а м и

Аммонит 6ЖВ, кг	0,45	19,5	27	40'	52
	0,5	24	37	50	64
	0,6	27	40	55	ОН
	0,7	30	43	56	69
	0,8	32	46	60	72
	0,9	33,5	47	65	95
	1,1 — 1,2	47	65	90	120
	1,35—1,5	69	81	110	125
ДШ, шт.	0,45	560	670	880	950
	0,5	450	570	715	800
	0,6	420	500	625	715
	0,7	370	445	555	625
	0,8	330	400	500	570
	0,9	280	330	420	475
	1 — 1,2	220	268	334	380
	1,35—1,5	210	220	280	320
ДШ, м	0,45	240	300	375	425
	0,5	255	300	390	435
	0,6	260	315	398	450
	0,7	270	325	405	460
	0,8	276	330	415	470
	0,9	280	340	420	475
	1 — 1,2	285	345	425	480
	1,35—1,5	290	350	435	490

В з р ы в а н и е з а р я д а м и в р у к а в а х

Аммонит Л° 6ЖВ, кг	2	200	230	265	300
	2,25	240	280	305	360
	2,5	285	336	360	439
ЭД, шт.	2	160	165	180	200
	2,25	145	150	160	185
	2,5	130	135	140	160
ДШ, м	2	240	250	270	300
	2,25	250	260	280	310
	2,5	255	265	285	315

При взрывном обрушении здания и сооружений заряды взрывают с помощью ДШ или ЭД (табл. III. 112). Шпуров заряжают патронированным ВВ. Взрывную сеть дублируют.



Объем бурения на 100 м периметра стен (по данным М. М. Докучаева и др.) следующий:

Класс стен	I	II	III	IV
Длина, м:				
шпуров (при толщине стен 0,45—1,9 м)	85	100	125	90
рукавов (при толщине стен 2—2,5 м)	£0	85	140	100

§ 45. Дробление фундаментов, бетона и железобетона

По типу сооружения и крепости фундаменты делят на категории: I — кирпичные на известковом растворе; II — кирпичные на цементном или сложном растворе; III — бетонные без арматуры; IV — железобетонные.

При разрушении фундамента сразу на всю его высоту глубину шпуров принимают меньше высоты на $(4-5) d_3$. Для послойного разрушения фундамента глубина вертикальных шпуров должна быть равна толщине каждого слоя, за исключением последнего, в котором глубину шпуров принимают меньше толщины снимаемого слоя на $(4+5) d_3$.

При дроблении фундамента взрывом горизонтальных шпуровых зарядов расстояние между основанием фундамента и нижним рядом шпуров должно составлять 0,2—0,4 м. Фундамент перед взрыванием должен быть освобожден от засыпки до отметки, проходящей через пазухи точки зарядов. Диаметр шпуров составляет 35—60 мм, расчетная л. и. с. — 0,5—0,7 глубин.; шпура. Расстояние между рядами в ряду принимается (1-й 1,5) W, между рядами и от края фундамента — (0,85- + 1) W (рис. III. 118). Масч ; заряда в шпуре для дробления фундамента

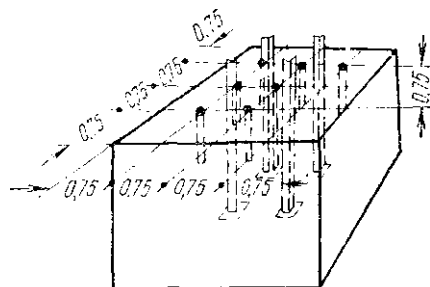


Рис. III.118. Расположение зарядов

$$Q = qW \sqrt{fW}, \text{ кг}, \quad (III.119)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; W — расстояние от оси шпура до края фундамента (л. и. е.), м.

При $W > 1$ м величину заряда определяют по формуле (III.2), принимая q для кирпича, бетона без арматуры и буто 0,3—0,5 кг/м³ и для железобетона 0,4—0,6 кг/м³ в зависимости от категории фундамента (табл. III.113).

Т а б л и ц а III.113

Масса заряда ВВ (аммонит № 6ЖВ) при дроблении фундамента, кг

Категория фундамента	Величина л. и. с. м				
	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8
I II III IV	0,148	0,234	0,324	0,47	0,63
	0,165	0,26	0,36	0,52	0,7
	0,18	0,28	0,45	0,56	0,77
	0,217	0,388	0,48	0,68	0,92

Продолжение табл. III.113

Категория фундамента	Величина л. и. е., м					
	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4
I	0,79	0,99	1,25	1,54	1,85	2,16
II	0,88	1,1	1,39	1,71	2,06	2,4
III	0,96	1,2	1,5	1,85	2,25	
IV	1,15	1,45	1,81	2,23	2,69	

При взрывных работах в стесненных условиях фундамент укрывают деревянными щитами толщиной не менее 50 мм, металлическими листами и т. п., расположенными на расстоянии около 0,5 м и более от фундамента.

Наземные бетонные сооружения взрывают шпуровыми или скважинными зарядами. Шпуров глубиной меньше высоты взрываемого объекта на 4—5 диаметров располагают равномерно в шахматном порядке. Общую массу заряда определяют по формуле (III.1), приняв V — объем разрушаемого массива; $q = 0,4 + 0,5$ кг/м³ (для бетона).

Число шпуров

$$N = \frac{V_{обш}}{0,785 d_{ш} l_{ш}}.$$

Взрывание применяют электрическое короткозамедленное. Для предотвращения разлета осколков сооружение укрывают металлической сеткой.

Для крупных бетонных блоков применяют скважинные заряды. Диаметр скважин выбирают таким, чтобы размеры блока во всех трех измерениях были не менее $50d_3$. Если в каком-либо измерении мощность блока не превышает $(50+60) d_3$, скважины располагают в один ряд, при большей мощности — в несколько рядов по квадратной сетке с параметрами

$$W = (25 + 27) d_3 = a = b.$$

При взрывании железобетона бетон выбивают из арматуры. Железобетонный массив разделяют на транспортабельные блоки, по границам которых располагают и взрывают заряды из высокообризантного ВВ. При разрушении плиты или стены толщиной 40 см бетон выбивают удлиненными накладными зарядами, ориентировочная масса которых (по данным М. М. Докучаева и др.) следующая:

Толщина плиты, см	5	10	15	20	25	30	40
Масса аммонита на 1 м заряда, кг	1	2	3	4	5,5	7	11

При толщине железобетонной плиты > 40 см по направлению реза бурят шпуров глубиной $l_{ш}$, равной $\frac{2}{3}$ толщины стены. Расстояние между шпурами принимают $(10+15) d_3$ в зависимости от плотности железобетона.

Масса заряда в шпуре

$$Q = 0,60 d^2 l_{ш}.$$

§ 46. Взрывные работы при ледоходе

При ледоходе лед взрывают для защиты от повреждения мостов и плотин, судов и других объектов, для предупреждения наводнений и т. д. Работы по защите охраняемых сооружений разбивают на два вида: выполняемые до вскрытия реки (профилактические подготовительные работы) и в период ледохода.

До вскрытия реки выполняют следующие работы: 1) откалывают лед у опор, ледорезов, труб и других объектов; 2) устраивают полыньи (маины) для свободного пропуска льда; 3) удаляют всевозможные

искусственные препятствия в виде вмерзших в лед плотов леса, бревен и т. д.; 4) дробят лед в стесненных местах русла реки, на поворотах, у отмелей и водоемов, находящихся недалеко от сооружения, уничтожают донный (внутриводный) лед.

Вокруг мостовых опор, свай, ледорезов и труб лед откалывают отбойными молотками, а также ломом или пешней на всю толщину льда на ширину 0,5 м от опоры по ее периметру.

Лед разрыхляют одновременным взрыванием зарядов, расположенных двумя-тремя поперечными рядами, начиная снизу (по течению).

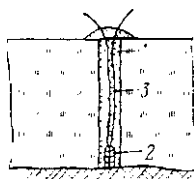


Рис. 111.119. Расположение заряда в лунке при промерзании до дна:

1 — забойка из снега и битого льда; 2 — заряд; 3 — шпигат

Для ледокольных работ используют, как правило, водоустойчивые ВВ. Место ввода детонатора (ДШ) в патрон-боевик покрывают изолирующим составом.

Подводные заряды можно взрывать детонирующим шнуром и огневым или электрическим способом при условии, что ОШ — пластикатный или двойной асфальтированный, а провод электрической сети — резиновый или в хлорвиниловой изоляции.

Массу подводного заряда при взрывании ледяного покрова определяют по формуле (П 1.2), для которой W — л. н. е., равная расстоя-

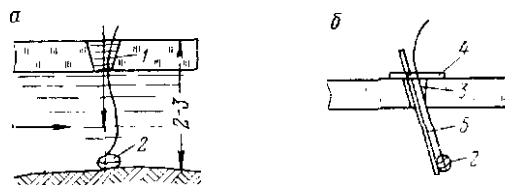


Рис. 111.120. Опускание заряда на дно:
а — при отсутствии течения; б — на шесте с перекладиной (есть течение); 1 — лунка; 2 — заряд; 3 — шпигат; 4 — перекладина; 5 — шест

нию от центра заряда до верха ледяного покрова (принимается 1,5—2 м при толщине льда $s \leq 40$ см и 2—3,5 м при более толстом ледяном покрове). Величину q принимают в пределах 0,3—1,5 кг/м³ в зависимости от заданного диаметра машины, требуемой степени дробления в ней льда и допустимой величины разброса кусков льда. При $q = 0,3$ кг/м³ происходит рыхление льда без образования майны; при $q = 0,5$ кг/м³ образуется майна диаметром (3-г3,5) П7, полностью забитая крупными осколками льда; при $q = 0,9$ кг/м³ происходит разброс льда и образование майны диаметром 4W. Расстояние между зарядами в зависимости от условий взрывания и требуемого диаметра майны принимают (5[^]-15) W. Заряды опускают под лед на крепком шпигате (рис. П. 119, П. 120), веревке или шесте, которые закрепляют на перекладине, уложенной поперек проруби.

Полыньи или каналы вблизи опор, ледорезов и труб образуют после их ручной околки, начиная с взрывания зарядов до 0,3 кг. При взрывании зарядов в 0,3 кг и более необходимо соблюдать безопасные расстояния, исключающие повреждение охраняемых объектов (табл. III.114, III.115).

Т а б л и ц а 111.114

Безопасные расстояния до охраняемых объектов
и конструкций
(по данным В. Л. Тавризова)

Объекты и их части	Безопасные расстояния (м) для зарядов массой, кг									
	0,3	0,5	1	0	3	5	7	10	15	20
Опоры моста и ледорезы	3	5	8	13	15	18	20	22	25	28
Плавучие средства (баржи, плашкоуты и понтоны)	3	6	10	14	17	23	27	32	39	45
Застекления зданий (при взрывании наружных зарядов)	50	70	100	140	170	230	270	320	390	450

Т а б л и ц а 111.115

Параметры зарядов при образовании полыней
и рыхлении льда взрывом

Показатели	Толщина льда, м				
	0,9—1	1—1,1	1,1-1,2	1,2-1,4	1,3—1,5
Глубина опускания заряда в воду, м	2,3	2,5	2,7	2,9	3,3
Расстояние между зарядами (м) при:					
5 Г	11,5	12,5	13,5	14,5	16,5
Ю Г	23	23	27	29	33
25 Г	34,5	37,5	40,5	43,5	49,5
Масса заряда (кг) при удельном расходе:					
0,5 кг/м ³	6,1	7,8	8,8	12,2	18
0,9 кг/м ³	10,9	14,0	17,7	21,9	32,3

При освобождении ото льда плотов работу выполняют в следующем порядке (рис. III.121): на расстоянии 1 м от двух передних узлов первой секции выделяют лунки и в них на глубину 0,5—0,7 м опускают Два заряда массой 1,0—1,5 кг. Заряды взрывают одновременно. При

этом образуется мощная волна, которая освобождает секцию ото льда. Аналогичным способом освобождают и следующие секции.

Дробление льда производят в стесненных местах реки, на поворотах, у отмелей, островов, расположенных вверх по течению от охраняе-

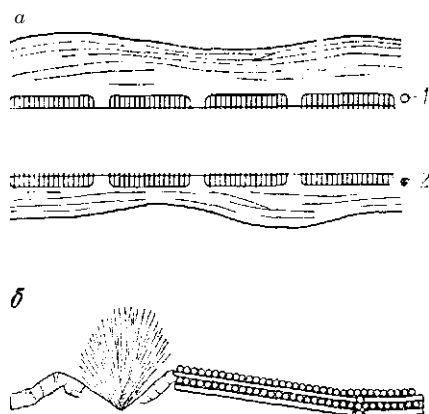


Рис. 111.121. Схема выколки изо льда сплошной древесины:
а — зарядом 1—2; б — дробление льда при взрыве зарядов

мого объекта на 1,5—3 км. Для дробления достаточно создать во льду сплошные трещины, поэтому расстояние между зарядами принимают больше, чем при образовании майны. Массу заряда определяют по той же формуле, что и при образовании майны.

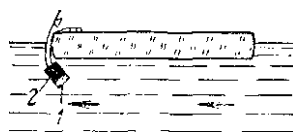


Рис. III.122. Размещение заряда для дробления льдины:
1 — груз; 2 — заряд

Взрывные работы в период подвижки льда (ледохода) заключаются в равномерном рыхлении льда, проходящего мимо защищаемых сооружений, предупреждении заторов льда и их ликвидации.

Большие льдины необходимо взрывать подводными или наружными зарядами выше против течения реки на расстоянии 1—5 км от объекта (в зависимости от числа льдин и скорости течения воды). Масса заряда в 1,5 раза больше расчетной; наружные заряды располагают по ледяному полю на расстоянии 5—25 м друг от друга (рис. 111.122, табл. 111.11Г).

Т а б л и ц а 111.11 б

Масса наружных зарядов ВВ для разбивки льда

Показатели	Толщина льда, м							
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,0	1,0
Масса заряда, кг . .	1,2	1,6	2,0	2,4	3,3	3,7	4,5	5,0
Расстояние между зарядами, м	7	9	12	15	17	19	22	23

В начальный период ледохода при массовом движении льда его дробят зарядами, бросаемыми с берега из укрытия.

При глубине реки не более 3 м плывущие льдины можно раскалывать бросанием зарядов на дно реки с таким расчетом, чтобы центр льдины оказался над зарядом в момент его взрыва.

Ликвидацию ледяных заторов производят взрывом зарядов ВВ, опускаемых в воду на глубину не менее 1,5 м от поверхности льда.

При *заторах большой мощности заряды* (табл. III.117) располагают вниз по течению в два-три ряда, по два-три заряда в ряду, опуская их как можно глубже, и взрывают с целью образования в заторе канала шириной 10—30 м напротив наибольшего пролета защищаемого объекта.

Т а б л и ц а III.117

Масса зарядов ВВ для ликвидации заторов, кг

ВВ	Глубина заложения зарядов, м			
	1,5	2,0	3,0	4,0
Тротил	8	10	16	24
Аммонит	10	13	20	30
	i	i		

§ 47. Подводные (дноуглубительные) взрывные работы

Взрывные работы на водных бассейнах выполняют для улучшения условий судоходства, образования различных траншей на дне водоема, расчистки фарватеров, углубления дна и для других целей.

Породу под водой можно разрушать взрывом наружных зарядов, укладываемых непосредственно на дно водоема: при глубине разработки до 0,5 м и небольшой протяженности взрываемого участка применяют накладные заряды (рис. III.123). При глубине разработки до 1,5 м применяют шпуровые и при глубине более 1,5 м — скважинные заряды.

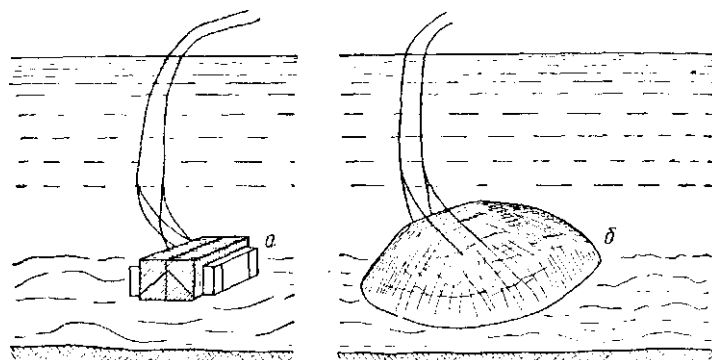


Рис. III.123, Накладные заряды при подводном взрывании:
а — без забойки; б — с забойкой

Массу наружных зарядов рыхления определяют по формуле

$$Q = 1,5qH_p k_{гд}, \text{ кг},$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; H_p — мощность разрушаемого слоя, м; $k_{гд}$ — коэффициент, учитывающий расположение зарядов в зависимости от глубины погружения его (необходимую глубину погружения принимают не менее 2 м).

Расчетный удельный расход ВВ для шпуровых
и наружных зарядов, кг/м³
(по данным Союзвзрывпрома)

	Шпуровые	Наружные
Песок рыхлый и плавунуы	0,4	2,6
Гравелистые породы	0,7	3,5
Плотный песок с мелкой галькой	0,9	5,5
Плотный песок с крупной галькой	1,1	7,0
Плотный суглинок	1,35	9,8
Синяя глина крепкая	1,4	10,7
Скальные породы мягкие с естественными разрушениями	1,53	13,5
Известняк (без трещин) и другие скальные породы средней крепости	1,86	27,0
Гранит	2,2	40,6

Приведенная формула справедлива, когда толщина слоя воды над наружными зарядами не менее 2 м (табл. III.118).

Если глубина погружения наружного заряда окажется меньше необходимой, то все заряды увеличивают: на 25% — при отношении фактической глубины погружения заряда к необходимой, равном 0,7, и на 25—50% — при отношении от 0,7 до 0,35. Во всех случаях при значи-

Т а б л и ц а III.118

Примерные параметры расположения наружных зарядов

Показатели	Заданная глубина рыхления, м			
	0,3	0,4	0,5	0,6
Расстояние между зарядами в ряду, м	1,3	1,7	2,1	2,6
Расстояние между рядами, м	1,3	1,7	2,1	2,6
Объем породы, дробимой одним зарядом, м ³	0,51	1,16	2,28	4,06

тельном объеме работ в одной точке (глубина рыхления 0,5—3,0 м) более выгоден метод шпуровых (скважинных) зарядов.

Преимущество метода шпуровых (скважинных) зарядов по сравнению с наружными: меньший расход ВМ при лучшем дроблении породы и меньшей опасности для расположенных вблизи подводных сооружений.

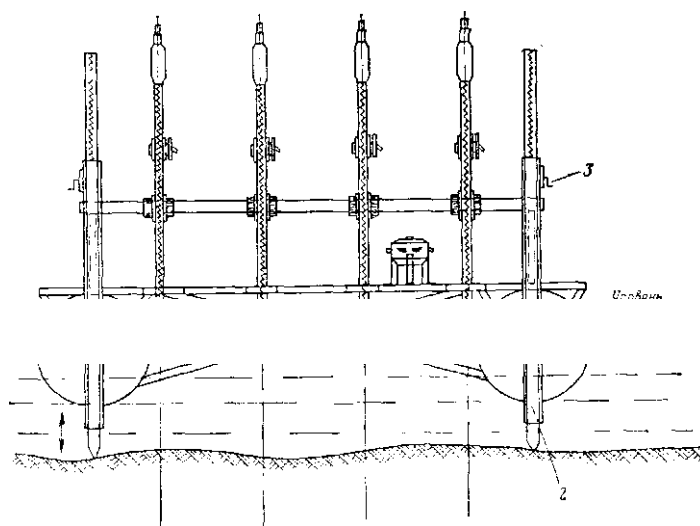


Рис. III.124. Схема понтонной буровой платформы:
1 — понтон; 2 — выдвигной упор; 3 — подъемный винт

Обычно дноуглубительные работы выполняют в зимний период, когда лед становится прочным. При отсутствии ледового покрова бурение и зарядание шпуров выполняют со специальной платформой (рис. III. 124), укрепленной на понтонах или поплавках и снабженной домкратами, позволяющими установить платформу на грунт.

Массу подводного заряда в шпуре (скважине) определяют по формуле (III.2), для которой W принимают равной заданной глубине рыхления (расчетная л. и. с.) с погрешностью $\pm (0,2—0,4)$ м. Длина шпуров (скважин), как правило, должна быть на 1 м больше заданной глубины рыхления (табл. III.119); исключения составляют лишь небольшие глубины рыхления (0,2—0,4 м), где перебур составляет 0,4—0,5 м.

Т а б л и ц а III.119

Основные параметры расположения зарядов
в зависимости от глубины рыхления

Показатели	Глубина рыхления, м							
	1,0	1,25	1,5	1,75	2,0	2,25	2,5	3,0
Глубина скважины, м	2	2,25	2,50	2,75	3,0	2,25	3,5	4,0
Расстояние между скважинами, м . .	1,2	1,5	1,8	2,1	2,4	2,7	3,0	3,0
Расстояние между рядами, м.	1,2	1,5	1,8	2,1	2,4	2,7	3,0	3,6
Масса заряда в скважине, кг	4,5	6,0	7,5	8,0	12,0	17,0	19,0	22,0

Диаметр шпура (скважины) определяют по формуле

$$d = 0,43 Y_p \sqrt[3]{q} \text{ р. в. в. , дм.}$$

Расстояние между шпурами (скважинами) в ряду в зависимости от крепости, трещиноватости, слоистости и требуемой степени измельчения породы

$$a = d \sqrt[3]{5,4 D q} \text{ , м.}$$

§ 48. Взрывание горячих массивов

Взрывные работы в горячих массивах выполняют для дробления горячих шлаков и настывлей при текущих ремонтах мартеновских печен, Ликвидации «козлов» в доменных печах, разрушения огнеупорной кладки при капитальных ремонтах доменных печей, при ремонтах и демонтаже электролизных ванн.

Горячие массивы взрывают специальными зарядами. Заряд состоит из патрона ВВ с введенными в него двумя зажигательными трубками или одного-двух концов ДШ. Вводимый в патрон конец ДШ завязывают узлом или складывают не менее чем вдвое. Длина заряда

где d_z — диаметр заряда (без оболочки), дм; ρ — плотность заряжения ВВ, кг/дм³.

Максимальная длина патрона может быть 1 м, а длина оболочки должна быть больше длины патрона примерно на величину его диаметра.

»

Оболочки зарядов изготовляют из пергаментной, крафт-целлюлозной или оберточной бумаги, а для *шпуров* (рукавов, скважин), имеющих температуру выше 80°C , — из асбестовой бумаги или асбестового картона. Толщина теплоизолирующей оболочки зарядов, предназна-

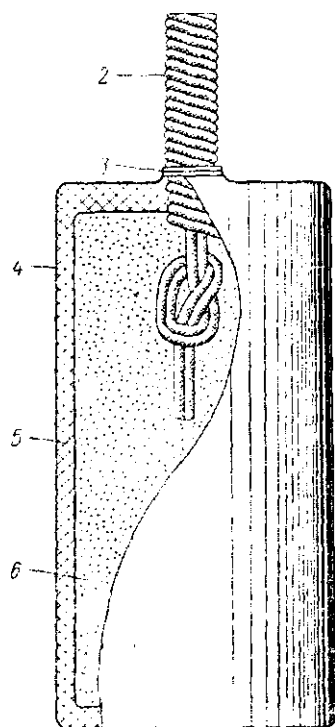


Рис. III.125. Конструкция боевика при отбойке горячих шлаков: 1 — ДШ; 2 — шнуровой асбест; 3 — проволока; 4 — асбестовый Патрон; 5 — цилиндрическая коробка из жести; 6 — ВВ (аммонит Лз вЖВ или динафталит)

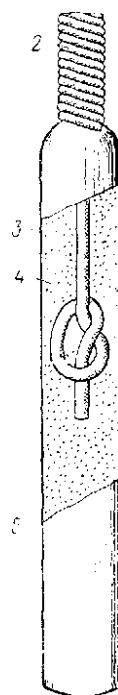


Рис. III.126. Заряды для взрывания кладки доменной печи при температуре выше 80°C в трубах холодильников: 1 — концевик ДШ; 2 — шнуровой асбест; 3 — асбестовая бумага толщиной 1—2 мм; 4 — ВВ (аммонит Лз 6ЖВ: динафталит); 5 — оберточная бумага

ченных для заряжения шпуров, примерно 1—2 мм, а для скважин и рукавов — 5—10 мм. Термонизолирующая оболочка должна быть такой, чтобы время до взрыва заряда из-за нагревания его через стенки шпура составляло не менее 4 мин. Заряды должны иметь кроме термонизолирующей еще и наружную оболочку из жести (рис. III.125—III.127).

Взрывание выполняют огнепроводным шнуром длиной не менее 60 см, обернутым вместе с дульцем КД в асбестовую оболочку.

При изготовлении зарядов необходимо тщательно заделывать их торцевые части, особенно предназначенные для заряжания шпуров (скважин, рукавов) с температурой более 80° С. В последнем случае в торцевые части патронов необходимо помещать асбестовую мелочь слоем 1—2 см. Концевики ДШ зарядов, предназначенных для заряжания шпуров (скважин, рукавов) с температурой более 80° С, обматывают шнуровым асбестом по всей длине части концевика, находящейся в шпуре

(скважине, рукаве). Толщина обмотки 0,5—1 см (см. рис. 111.126).

Для взрывания шлаков в мартеновских печах величину заряда ориентировочно определяют по формуле (111.19), где расчетный удельный расход ВВ принимают равным 0,2 кг/м³ и уточняют опытными взрывами. Глубина заложения заряда должна быть такой, чтобы не повредить футеровки печей; длина заряда не должна превышать половины $l_{ш}$.

При взрывном дроблении шлака с температурой до 200° С в закрытых помещениях разрешается заряжать и взрывать не более одного заряда, причем работу эту должны выполнять

Рис. 111.127. Выкройка для изготовления металлической оболочки зарядов:

l_3 — длина заряда; r_3 — радиус заряда (толщина оболочки 0,5 мм)

двое взрывников: один из них зажигает две зажигательные трубки и опускает заряд в шпур, другой засыпает забойку (песок).

Чугунные настилы в доменной печи в зависимости от их размеров взрывают в один или два яруса. Глубина шпуров в настилах обычно находится в пределах 0,5—2,0 м, диаметр шпуров — 50—80 мм.

Охлаждение шпуров может быть только воздушное, так как вода может вызвать взрыв. Взрывание производится при помощи ДШ, который укладывают на песчаную подушку толщиной не менее 15 см. Удельный расход ВВ принимают в пределах 0,8—5 кг/м³; л. н. с. $W = (0,8 + 1) l_{ш}$; расстояние до шпуров от края настила — 0,5Hf л. н. с., а между шпурами и рядами шпуров — 0,6 + 0,8W. Расстояние между шпурами в ряду принимают $a = (0,7 + 0,8) W$, между рядами шпуров $b = W$.

При взрывании «козлов» в доменных печах их дробят на куски, масса которых не должна превышать предельно допустимой (по условиям подъемных и транспортных средств). Разделку «козлов», как правило, выполняют послойно. Шпуры располагают параллельными рядами перпендикулярно выбранному направлению откола кусков, $l_{ш} = 1,2 + 1,5$ м. Величину зарядов в шпуре определяют по формулам (111.2) или (II 1.19), где q принимают для чугуна в пределах 4,5—5 кг/м³ и уточняют опытными взрывами.

Число шпуров, необходимое для разделки одного слоя «козла»,

где d_k — диаметр «козла» в разделяемом слое, м; a — расстояние между шпурами в ряду, м; b — расстояние между рядами шпуров, м.

Одновременно следует взрывать три — пять зарядов, расположенных в один ряд. Предельное количество ВВ, взрываемого в группе зарядов, не должно превышать 30 кг. Если при первом взрыве металл от массива не отделяется, то при вторичном зарядании того же шпура массу заряда увеличивают на 15—25%.

Вторичное зарядание шпуров допускается не ранее чем через 15 мин. В горячих массивах в качестве средств взрывания применяют только ДШ. Магистраль должна быть из двух ниток шнура. В качестве забойки необходимо применять просушенный песок.

§ 49. Дробление металла и металлических конструкций

Для разделения на транспортабельные части металлические конструкции (паровозы, котлы, маховые колеса и т. п.) дробят взрывом на специально оборудованных полигонах, в броневых ямах или непосредственно на месте нахождения объекта.

Площадку в центре полигона, на которой дробят металл, обносят колючей проволокой. Опасная зона при этом составляет не менее 1500 м. Взрывание выполняют из специального блиндажа (укрытия), углубленного в землю и расположенного от места взрыва не ближе 100 м.

Бронева яма (рис. III.128) располагается не ближе 100 м от зданий и сооружений. На расстоянии не менее 30 м от ямы ее обносят забором высотой 1,5 м из пятисантиметровых досок.

Наружными зарядами взрывают фасонные детали, составные рамы и конструкции, металлические листы и плиты толщиной не более 15 см.

Массу наружных зарядов определяют по формуле

$$Q = qh^2a, \text{ кг},$$

где q — расчетный удельный расход аммонита № 6ЖВ (для чугуна равный 0,005 и для стали 0,0077 кг/см³); h — толщина металла, см; a — ширина листа (длина реза), см.

В этом случае ВВ должно быть патронированное или в виде шашек. При совместном взрывании двух рядом расположенных зарядов действие взрыва повышается (рис. II.1.129). Для резки корпуса судна и других конструкций из листовой стали фигурные заряды из шашек располагают вдоль швов (заклепок или сварных).

Практически на 1 см² поперечного сечения реза расходуются 25 г тротила при толщине стали менее 4 см, 50 г — при толщине стали более 4 см. При перебивании листов брони массу ВВ удваивают.

Стальные стержни, блоки, тросы и т. п. перебивают двумя смещенными зарядами, расположенными с двух сторон перебиваемого предмета. Массу каждого из зарядов принимают из расчета 50 г на 1 см² сечения при толщине до 4 см и 100 г — при толщине более 4 см.

Шпуровые заряды (высокобризантных ВВ) применяют при перебивании металлов толщиной более 15 см. Глубина шпуров должна быть не более $\frac{2}{3}$ (для стали не более $\frac{3}{4}$) и не менее $\frac{1}{2}$ толщины взрываемого объекта. Расстояние между шпурами зависит от марки металла; его принимают равным 1,0—1,5 глубины шпура, но не более 40 см. Заряды должны занимать не более 0,7/ш, остальную часть шпура заполняют забоечным материалом (сухим песком, глиной).

Массу заряда ВВ определяют по формуле

$$Q = Q_0,55d^2l_{in}, \quad \text{кг},$$

где d — диаметр шпура, мм.

Шпуры диаметром 30—35 мм в металле сверлят сверлами или прожигают кислородом. После прожигания шпуры заваривают только после охлаждения их водой до температуры $+80^\circ \text{C}$.

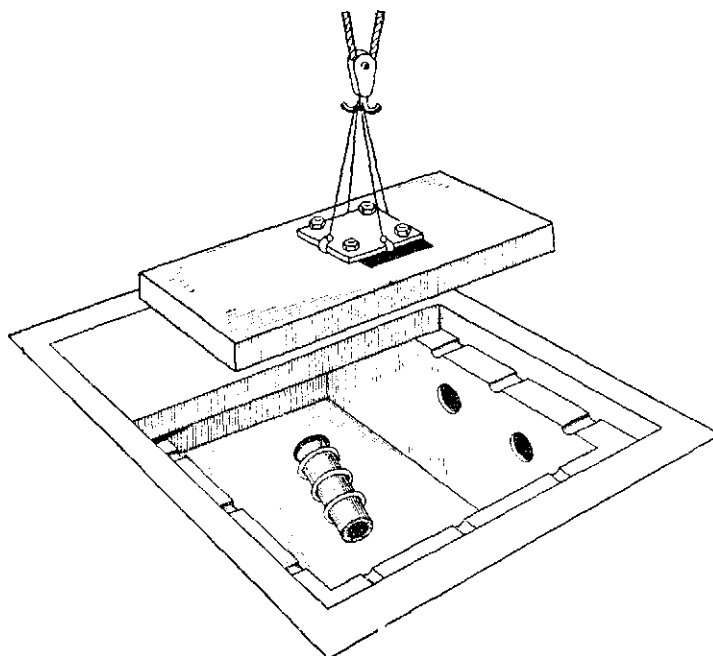


Рис. 111.128. Железобетонная взрывная яма для промышленного взрывания стали и железа

Конструкции коробчатой формы (изложницы и т. д.), а также различные резервуары (в том числе и железобетонные) можно дробить гидровзрывным способом: в центре взрывающей конструкции под слоем воды взрывают заряд.

Массу заряда для разрушения резервуаров определяют по формуле (III.1), в которой V — объем металла в разрушаемом сосуде, м^3 , а величина q для различных материалов принимается следующая: для чугуна серого — 4,5—5,0; для чугуна белого — 5,5—6,0; для стали хрупкой каленой — 6,7—7,5 и для стали вязкой — 8,0—9,0, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Заряды для разрушения железобетонных резервуаров

$$Q = \gamma b^3 O_{ск}/b + \gamma p/a^3 C K D/\Gamma, \quad \text{кг},$$

где b — толщина стенок резервуара, м; $O_{ск}$ — временное сопротивление на скалывание, $\text{вс}/\text{м}^2$; h — высота взрывающего пояса, равная глу-

»

бине погружения заряда, м; a_p — временное сопротивление на растяжение, кгс/м²; a — расстояние между арматурой вертикальных стержней, м; D — диаметр резервуара, м.

В тех случаях, когда металл не перебивается с одного взрыва, повторное заряжание шпуров разрешено только после охлаждения сте-

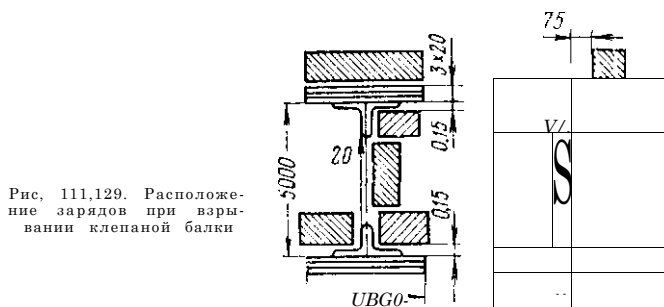


Рис. 111.129. Расположение зарядов при взрывании клепаной балки

нок шпура до температуры $+80^{\circ}\text{C}$ и во всех случаях не ранее чем через 15 мин. Отказы зарядов в шпурах ликвидируют выдуванием части забойки и введением в шпур нового боевика.

§ 50. Обработка металлов взрывом

Все операции по обработке металлов взрывом (рис. III.130) подразделяются на контактные, при которых заряд располагается в непосредственном контакте с заготовкой (деталью), и дистанционные, при которых энергия взрыва передается заготовке (детали) через промежуточную среду — воздух, воду, масло и т. п.

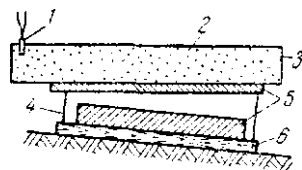


Рис. 111.130. Схема сварки двух пластин:
1 — электродетонатор; 2 — ЕВ;
3 — картонная коробка; 4 — установочный штырь; 5 — металлические пластины; 6 — основание

Сварку металлов взрывом (рис. III.130) применяют при изготовлении заготовок для проката биметаллов; плакирования поверхностей конструкционных сталей и других металлов (или изготовлении из них деталей) металлами и сплавами с особыми физическими и химическими свойствами; изготовлении биметаллических конструктивных элементов различного профиля для последующей приварки обычной сваркой к кромкам соответствующих металлов; изготовлении двухслойных цилиндрических заготовок для протяжки или прокатки биметаллических труб; непосредственном плакировании труб в ряде других случаев. При сварке массивных деталей и плит обычно применяют контактные операции.

В случае сварки и плакирования взрывом металлической фольги, небольших металлических листов и тонких пластин применяют дистанционные операции с небольшими расстояниями между заготовками. Возможна прямая схема с метанием менее толстой и обратная схема более толстой пластины.

Высоту (толщину) и массу заряда определяют по эмпирическим формулам.

Высота заряда ВВ

$$H = d_{кр} k_1 k_2 k_3, \text{ мм},$$

где $d_{кр}$ — критический диаметр заряда, мм; — коэффициент, учитывающий толщину метаемого элемента (принимается в пределах 1—1,8 при толщинах элемента 3—25 мм); k_2 — коэффициент, учитывающий соотношение масс метаемого и неподвижного элементов ($k_2 = 1$ при $\tau_{мет} / \tau_{0сн5г} 1$ — прямая схема; $k_2 = 1+1,2$ при $\tau_{мет} / \tau_{0сн} > 1$ — обратная схема); k_3 — коэффициент, учитывающий пластичность соединяемых металлов ($k_3 = 1$ для Ст. 3 — 0X18H10T; $k_3 = 0,85$ для Ст. 3 — медь М1).

Масса плоского заряда ВВ

$$Q = b P b s' \quad \text{кг}$$

где H — высота заряда (толщина), мм; $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ, кг/дм³; s — площадь плоского заряда, дм²,

$$s = l (6 + 0,1456), \text{ дм}^2,$$

где b и l — ширина и длина метаемой пластины, мм.

Практически расход ВВ на сварку взрывом для биметалла сталь—медь (латунь, бронза) ориентировочно составляет 0,7—0,8 массы метаемой пластины; для биметалла сталь (или нержавеющей сталь)—титан — 0,8—1 массы метаемой пластины. Заряд размещают на обрабатываемых деталях (заготовках) после того, как эти заготовки надежно установлены на грунте или прочном основании (рис. III.131). Выбор основания влияет на процесс и расчет сварки металла взрывом.

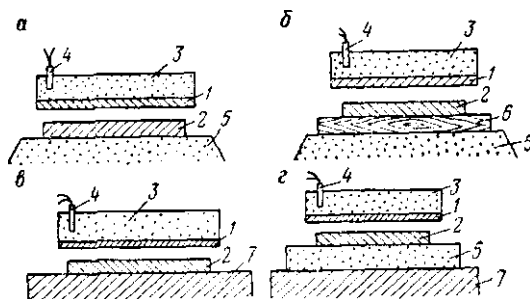


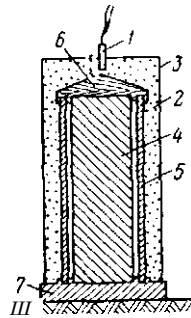
Рис. III.131. Типы оснований при сварке металлов взрывом:

1 — метаемый элемент; 2 — неподвижный элемент;
3 — ВВ; 4 — электродетонатор; 5 — песок; 6 — доска;
7 — металлическое основание

мой пластины; для биметалла сталь (или нержавеющей сталь)—титан — 0,8—1 массы метаемой пластины. Заряд размещают на обрабатываемых деталях (заготовках) после того, как эти заготовки надежно установлены на грунте или прочном основании (рис. III.131). Выбор основания влияет на процесс и расчет сварки металла взрывом.

При сварке наклонно (см. рис. III.130) или параллельно расположенных пластин на металлическом основании (рис. III.131, в, г) устанавливают неподвижную пластину — мишень, а параллельно ей или под определенным небольшим углом с зазором располагают на штырях метаемую пластину. На метаемой пластине заряд располагают в форме,

Рис. III.132. Схема сварки металлического стержня с трубой: 1 — электродетонатор; 2 — ВВ; 3 — картонный цилиндр; 4 — металлический стержень; 5 — металлическая труба; 6 — деревянный брусок; 7 — металлическое основание



изготовленной из картона или дерева, с размерами, обеспечивающими нависание заряда по краям пластины. Заряд инициируют с одной из сторон метаемой пластины.

Размеры нависания верхней метаемой пластины:

$$= 1,5l; \quad l_2 = 2H; \quad l_3 = 0,5A,$$

где l , l_2 и l_3 — нависание метаемой пластины над неподвижной соответственно со стороны расположения детонатора, боковое (в одну сторону) и концевое, см.

Металлическую трубу со стержнем сваривают по схеме, приведенной на рис. III.132.

Штамповку металла взрывом (рис. III.133) применяют при изготовлении крупногабаритных трудно штампуемых изделий (особенно из сверхпрочных металлов), частей самолетов, кораблей, резервуаров и т. п., а также при производстве мелкосерийных изделий из хорошо штампуемых металлов. При этом применяют порох и мощные ВВ.

Величину заряда для штамповки листового металла и другие параметры определяют опытным путем. При штамповке сосредоточенными зарядами (в виде сферы, полусферы и т. п.) расстояние от центра заряда до заготовки R определяется относительной толщиной детали b/D , где b — толщина заготовки; D — диаметр формируемой детали:

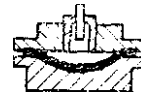
b/D	0,002	0,003	0,004	0,005	0,006
R/D	2,0	1,3	1,1	0,9	0,8

Расстояние от центра заряда до заготовок может быть уменьшено при применении кольцевых или спиральных зарядов из ДШ или пластичных ВВ.

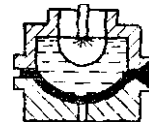
Передача энергии

П о р а х

Непосредственно!!



Через жидкость



Через инструмент

ш

Б р и з а н т н о е В В

Непосредственно



Через воздух

Через жидкость



Через сыпучую среду

Рис. 111. 133. Некоторые схемы формообразования (штамповки) взрывом
412

§ 51. Торпедирование скважин

Торпедирование скважин (рис. III. 134) выполняют взрывом заряда на заданной глубине скважины для увеличения дебита воды, нефти и газа, очистки фильтров, ускорения бурения в крепких породах, ликвидации аварий при бурении.

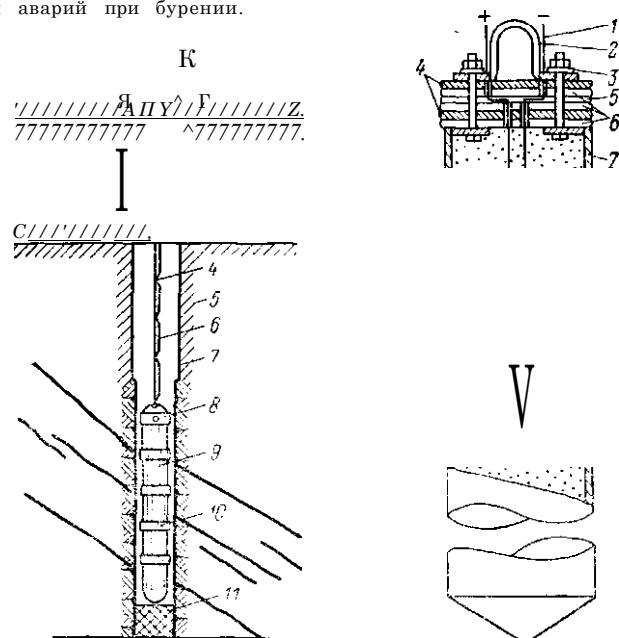


Рис. III.134. Схема торпедирования:

и 2 — места прикрепления магистрального проводника к катушке (через каждые 25 м); 3 и 4 — места прикрепления подводящих проводов (через каждые 100 м); 5 — цементация; 6 — пеньковый канат (20 м); 7 — крепление буровой скважины обсадной трубой; 8 — головка торпеды; 9 — торпеда; 10 — места соединений; П — засыпанная часть скважины

M1.135. Торпеда:

провод; 2 — таллическая скоба; 3 — свинцовая шайба; 4 — фланец; 5 — гудрон; 6 — резиновые прокладки; 7 — кабель; 8 — боевик; 9 — BB

Масса заряда ВВ торпеды (рис. II.1.135) зависит от ее внутреннего диаметра и длины, участка скважины, подлежащего торпедированию, и определяется по формуле (II.1.18), в которой d_6 — внутренний диаметр торпеды, дм; l_3 — длина заряда в торпедке, дм.

При дроблении оставшихся в скважине долот и других металлических предметов в зависимости от их прочности и размеров массу заряда принимают: для долот диаметром 400 и 300 мм — 25—30 и 22—25 кг, для клиньев — 12—15, для дисков и плашек — 4—8 кг.

При разрушении обсадных труб масса заряда в зависимости от диаметра труб составляет:

Диаметр труб, мм	100	125	150	200	250	300	400
Масса заряда, кг	6	9	13	16	18	22	30

Выбор материала для оболочки торпеды и расчет толщины ее стенок производят с учетом давления столба в скважине. Наружный диаметр оболочки торпеды определяют с учетом ее свободного прохождения. Он должен быть на 25 мм меньше диаметра скважины, а при торпедировании бурильных, насосно-компрессионных и обсадных труб — на 10 мм. Полная масса торпеды должна не менее чем в 1,5 раза превышать массу вытесненной ею жидкости. При меньшей массе в нижнюю часть торпеды вводят дополнительный груз.

Необходимую толщину цилиндрической оболочки торпеды определяют по формуле

где P — давление жидкости в скважине, кгс/см^2 ; D — внутренний диаметр торпеды, см; $[\sigma]$ — допустимое напряжение на сжатие материала цилиндрической оболочки торпеды, принимаемое для стали 1000 кгс/см^2 .

В торпед с плоским основанием толщина его

$$\delta = \frac{D}{4} \sqrt{\frac{3P}{[\sigma]}}, \text{ см.}$$

Для снаряжения торпед следует применять плотные, мощные ВВ (тротил, алюмотол и водоустойчивые сорта аммонита).

Боевик в торпед располагают в верхней части заряда и вводят в торпеду с особой осторожностью, без сильного давления, нажима и толчков. В удлиненных торпедах (у которых длина превышает 10 диаметров) допускается установка второго боевика в средней части. Место вывода проводов ЭД должно быть тщательно изолировано. Электропроводку от торпеды нельзя привязывать к канату (тросу, штанге), на котором ее опускают в скважину. Торпеды следует опускать в скважину в присутствии лица, ответственного за бурение или эксплуатацию скважины.

Глава XIII

МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ЗАРЯЖАНИЯ И ЗАБОЙКИ ШПУРОВ И СКВАЖИН

§ 52. Схемы комплексной механизации взрывных работ

Для открытых горных работ для изготовления ВВ простейших типов (игданита) разработан ряд схем, позволяющих механизировать доставку селитры, смешивание, погрузку в зарядные машины и зарядание ВВ в скважины.

Наиболее совершенным комплексом по приготовлению игданита является комплекс «Кривбасс» (рис. III.136), который рассчитан на

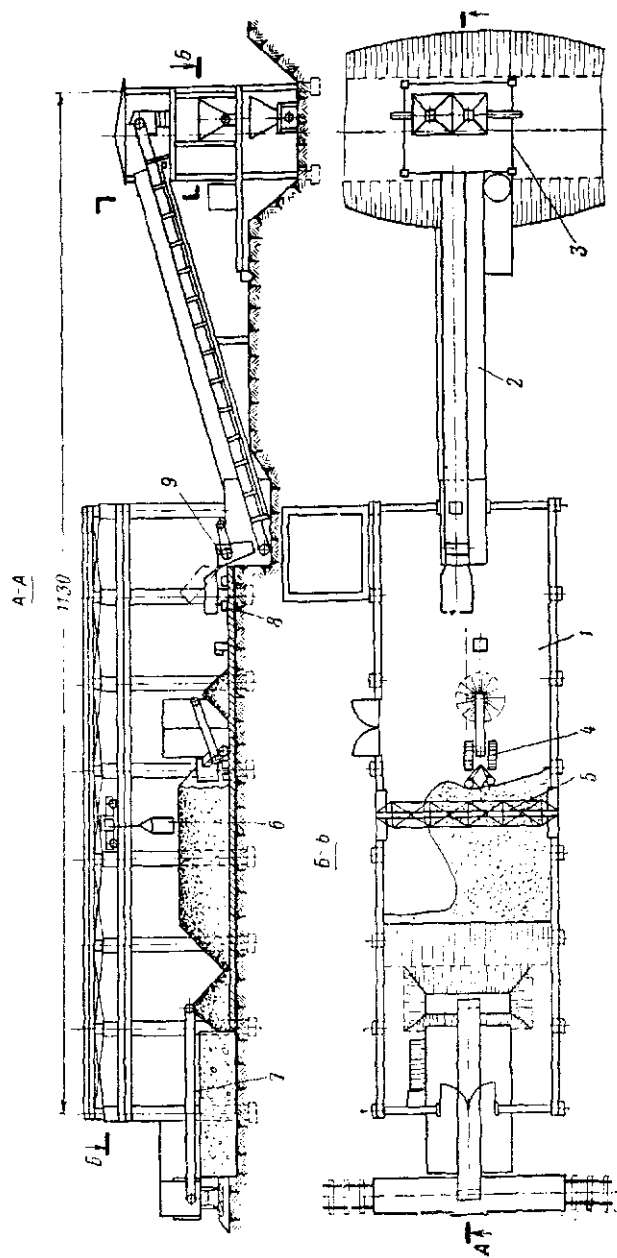


Рис. III.136. Комплекс «Крибасс» для приготовления простых ВВ:
 1 — здание склада аммиачной селитры; 2 — галерея вагонного конвейера; 3 — бункерно-смесительное отделение; 4 — машина МВС-4 для погрузки селитры; 5 — мостовой кран; 6 — баки для подачи селитры на дробилку; 7 — конвейер подачи селитры на склад; 8 — орошитель; 9 — дробилка

прием и переработку аммиачной селитры в пасынок виде. Аммиачная селитра из вагона выгружается в автомашину, транспортирующую ее в здание для хранения селитры. По мере необходимости аммиачную селитру транспортируют по наклонному конвейеру в бункер, где аммиачная селитра смешивается с дизельным топливом. После этого бункер загружается в зарядно-доставочные машины.

На Лениногорском полиметаллическом комбинате с учетом специфики ведения взрывных работ на карьерах комбината разработан три схемы комплексной механизации взрывных работ: контейнерная, пневмотранспортная и комбинированная. На комбинате широко применяют комбинированную схему комплексной механизации. По этой

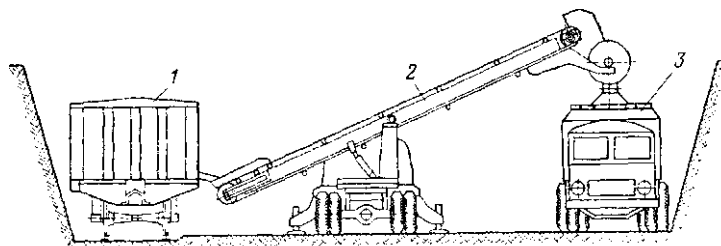


Рис. III.137. Схема механизации на расходных складах

схеме гранулированное ВВ вагонами МПС доставляется на базисные склады, где его растеривают и подают в бункера, а затем в зарядные машины типа «Универсал».

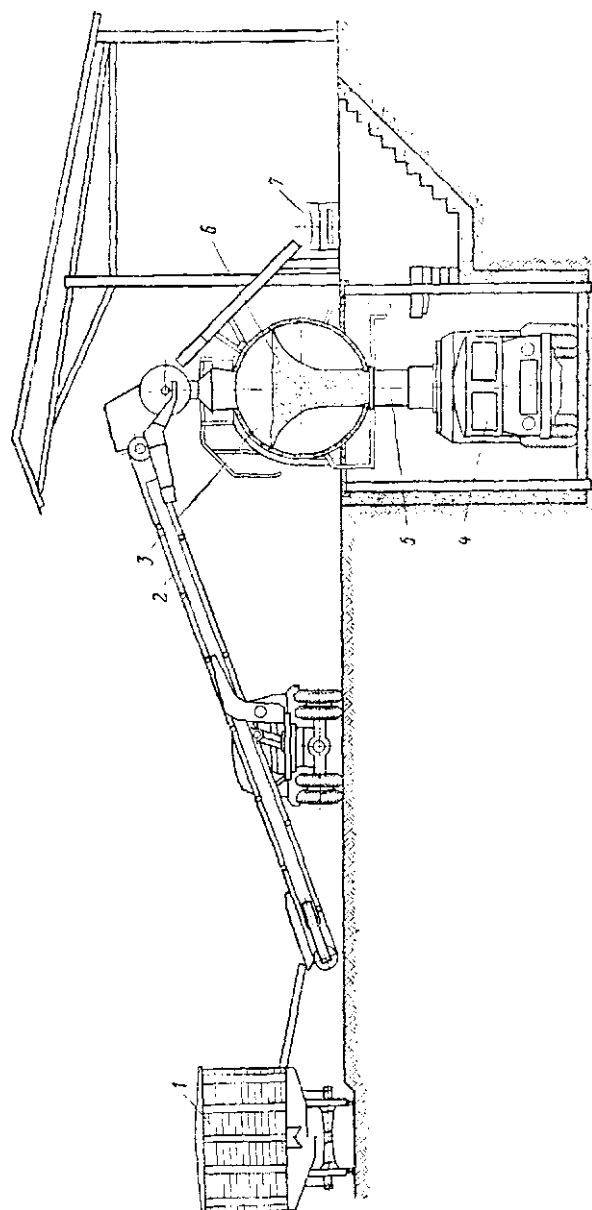
Институтом геотехнической механики (ИГТМ) АН УССР совместно с Кривбассвзрывпромом разработаны технологические схемы комплексной механизации, предусматривающие этапность освоения и полную механизацию трудоемких процессов при ведении взрывных работ на карьерах.

При поступлении ВВ с завода-изготовителя в бумажной мешкотаре вагоны МПС, загруженные ВВ, с внутренней маркировкой и необходимыми пломбами поступают на базисные склады ВМ потребителя. На базисном складе вагоны с ВВ устанавливаются в качестве хранилища. За счет имеющегося обменного фонда предприятие-потребитель возвращает МПС определенное число порожних вагонов.

По потребности ВВ на карьерах вагоны с помощью локомотива транспортируются на разгрузочные площадки (рис. III. 137). Здесь вагоны 1 устанавливают к растеривающим машинам 2 передвижного типа. После растаривания ВВ попадает в бункер транспортно-зарядной машины 3, с помощью которой ВВ доставляют на карьеры и выполняется механизированное зарядание скважин.

Если расстояния транспортирования ВВ от базисного склада достигают 15—20 км, то целесообразно вблизи карьеров иметь растеривающую площадку, которая представляет собой огороженную площадку с железнодорожными путями и одной или несколькими передвижными растеривающими машинами.

Если базисный склад ВМ находится недалеко от карьера, то целесообразно применить следующую технологическую схему комплексной механизации (рис. III.138): ВВ поступает в железнодорожных ва-



9~

IS

а
ЧНЧ
а ч ч
2 " P
~ P QJ
Я S
Θ 6

i &

E o

а а
Г₂ H
• 2 5

s к ч

3 " 0

S³U

O
C

гонах на базисный склад, с помощью передвижной установки растеривается в одну из секций хранилища с управляемыми пневмодиафрагмами. По мере потребности ВВ при помощи пневмодиафрагмы выгружают из секций. ВВ через дозаторное устройство 5 под собственным весом попадает в бункер зарядных машин, доставляющих ВВ на карьеры и выполняющих зарядание ВВ в скважины.

Хранилище с управляемыми пневмодиафрагмами предназначено для длительного хранения гранулированных ВВ в растеренном виде.

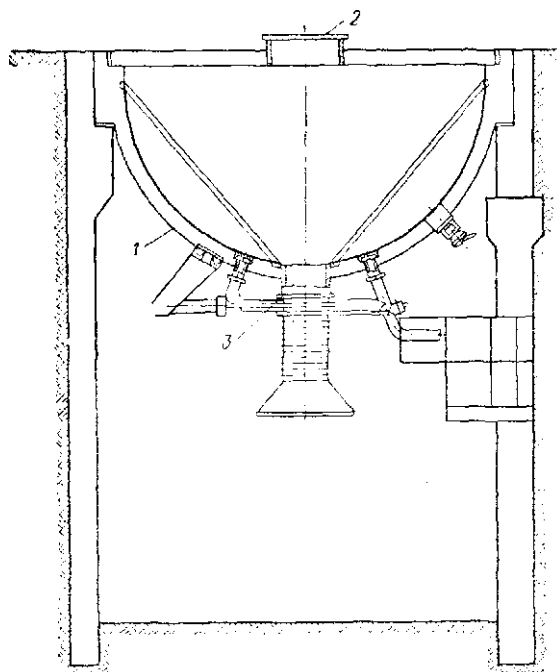


Рис. III.139. Хранилище с управляемыми диафрагмами:
1 — пневмодиафрагма; 2 — загрузочный люк; 3 — дозатор

Хранилище выполнено в виде цилиндра диаметром 3 м, набранного по длине из нескольких десятков секций (длиной 1,5 м) объемом по 10,5 м³, изготовленных из нержавеющей стали. Каждая секция оборудована загрузочным люком, выпускной воронкой с шиберной заслонкой и дозирующим устройством 5. В секции хранилища размещена пневмодиафрагма 6 из прорезиненной ткани, снимающей заряд статического электричества. Пневмодиафрагма (рис. III.139) необходима для периодического рыхления аммиачно-селитренных ВВ при их длительном хранении, а также для интенсивной и полной выгрузки ВВ из секции хранилища. Хранилище устанавливается на железобетонных сваях.

Описанные выше технологические схемы комплексной механизации при ведении взрывных работ позволяют механизировать растариваппе

ВВ из мешкотары, загрузку зарядных машин и зарядание ВВ в скважины на карьерах. Однако при перегрузке ВВ на складах не исключен контакт обслуживающего персонала с ВВ, а пылеобразование и значительной степени ухудшает условия труда. В связи с этим разработана технологическая схема с использованием универсальных конвейеров с управляемыми пневмодиафрагмами и силовыми направляющими полками (рис. III.140), обеспечивающая полную механизацию всех трудоемких процессов при взрывных работах на карьерах и заводах — изготовителях ВВ.

При этом варианте технологической схемы основные операции выполняются в следующей последовательности. На заводе-изготовителе гранулированные ВВ загружают в универсальные контейнеры, размещаемые в вагоне-гондоле.

Вагоны МПС 1, груженные контейнерами 2, транспортируются на базисные склады потребителей, где при помощи подъемного крана 3 их устанавливают на площадку хранения в рабочем положении. После выгрузки контейнеров с ВВ из вагонов в них загружают порожние контейнеры из имеющегося обменного фонда. По мере потребности ВВ контейнеры подъемным краном устанавливают на шасси зарядной машины 4

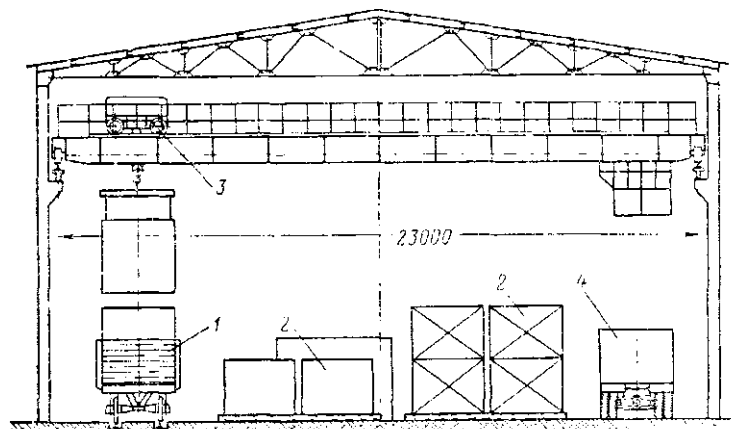


Рис. III.140. Механизация с применением универсальных контейнеров с управляемыми диафрагмами

типа МЗ-8 или МЗ-12, доставляющие ВВ на карьеры. Грузоподъемность контейнеров соответственно грузоподъемности зарядных машин типа МЗ-8 и МЗ-12 принята 7 и 10 т.

По окончании зарядания ВВ на карьерах зарядные машины возвращаются на склад. Порожний контейнер снимается с зарядной машины и устанавливается на площадке хранения или непосредственно в вагон. Груженные порожними контейнерами вагоны МПС отправляются на завод-изготовитель. Предусматривается длительное хранение ВВ в контейнерах. Для предотвращения слеживания аммиачно-селитренных ВВ необходимо периодически рыхлить. Рыхление и перемешивание ВВ в контейнере выполняется пневмодиафрагмой и силовым направляющим полком.

Универсальный контейнер (рис. III.141) выполнен из нержавеющей стали. В верхней части емкости имеется загрузочный люк, а в нижней — проем с шибровой заслонкой для стыковки с дозирующим устройством на зарядной машине, на которой контейнер устанавливается и фиксируется штыковым фиксатором. В основании контейнера имеются механизмы для закрепления его на зарядной машине.

В подземных условиях для ведения взрывных работ ВВ с расходных складов на блоки доставляют в вагонах с последующим

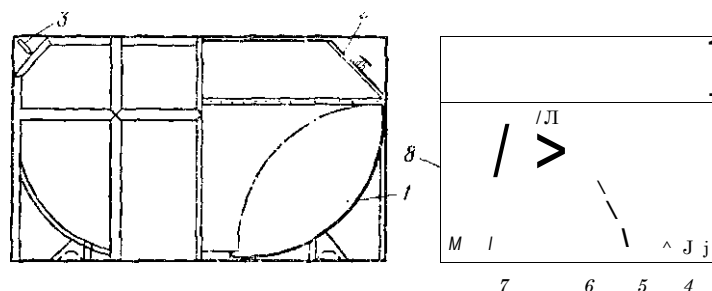


Рис. III.141. Универсальный контейнер:

1 — днище контейнера; 2 — загрузочный проем с крышкой; 3 — петли для подъема контейнера; 4 — разгрузочный проем; 5 — уплотняющий клапан; 6 — направляющий полок; 7 — капроновый канат для открывания клапана; 8 — силовая диафрагма

растариванием и загрузкой в емкости зарядных устройств. Это требует многократной перегрузки и снижает производительность труда подземных рабочих.

ИГТМ АН УССР совместно с объединением Кривбассруда разработана схема, по которой ВВ с доставочно-зарядных машин на поверхности шахты загружается в специальный вагон с силовыми пневмодиафрагмами. В этих вагонах ВВ хранится в подземных расходных складах, при необходимости доставляется на блок и при зарядании подключается к зарядному устройству и выгружается при помощи пневмодиафрагмы.

Техническая характеристика вагонетки для хранения и доставки ВВ

Геометрическая емкость кузова, м ³	2,9
Грузоподъемность, т	2,45
Колея, мм	750
Жесткая база, мм	1250
Тип сцепки	Ручная
Диаметр ходового колеса, мм	450
Подвеска кузова	Мягкая
Допускаемое вертикальное перемещение кузова амортизаторными кольцами, мм	5
Давление сжатого воздуха, кгс/см ² :	
рабочее под управляемой пневмодиафрагмой	0,2—0,25
подводимого	4—6

Коэффициент тары при насыпном ве- 0,8
се ВВ 0,85 т/м³
Основные размеры, мм 40С0Х 1320Х 1600
Масса вагонетки (Сез груза), кг 2930

§ 53. Классификация зарядных машин и механизмов

Для заряжания скважин на открытых горных разработках ГОСТом предусмотрено создание двух типов зарядных машин: для заряжания гранулированных и водонаполненных ВВ (табл. III.120).

Т а б л и ц а III.120

Характеристика зарядных машин

Показатели	МЗ-1	МЗ-2	МЗ-3	i			
				МЗ-4	МЗ-2В	МЗ-3В	МЗ-4В
Производительность, кг/мин	180	180	300	450	180	300	450
Грузоёмкость, т	3	5	10	25	5	10	25
Годовой расход ВВ на карьере, т	500	2000	7000	Более 7000	2000	7000	Более 7000

В зависимости от выполняемых операций зарядные машины и устройства можно классифицировать следующим образом: транспортно-зарядные машины для доставки и заряжания гранулированных ВВ па карьерах; зарядчики для заряжания шпуров и скважин сыпучими гранулированными ВВ; машины и механизмы для заряжания шпуров и скважин патронированными ВВ и смесительная установка для приготовления простейших ВВ.

В зависимости от принципа работы исполнительного органа зарядные устройства можно классифицировать следующим образом: толкающие, бросающие, эжекторные пистолетного типа, камерные и барабанные.

Доставочно-зарядные машины в зависимости от механизма выгрузки подразделяют на шпековые (СУЗН-5), с силовыми диафрагмами (МЗ-8, МЗ-12), с подачей ВВ сжатым воздухом (МЗС-1м).

§ 54. Погрузочно-растаривающие машины и механизмы

Для растаривания ВВ и механизированной загрузки ВВ в зарядные машины созданы стационарные растаривающие установки. В Кривом Роге по проекту КазПТИ построен на территории склада стационарный растаривающий комплекс УРВ-2 (рис. III.142), в который входят: погрузочный ленточный конвейер, растаривающая установка и накопительный бункер.

Производительность стационарной растаривающей установки $20 \wedge 25$ т/ч. Для транспортирования ВВ от хранилищ базисного склада к установке применяют самоходные тележки грузоподъемностью 1000 кг и погрузчики.

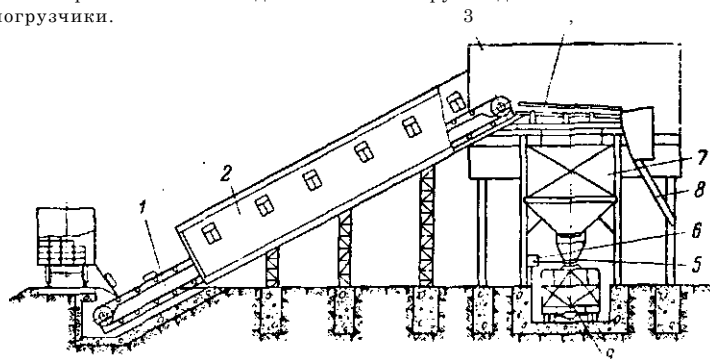


Рис. 111.142. Растаривающий комплекс УРВ-2:

1 — наклонный конвейер; 2 — галерея; 3 — здание растаривающей установки; 4 — растаривающая установка; 5 — шиберная заслонка; 6 — ручка управления шиберной заслонкой; 7 — бункер-накопитель; 8 — лоток для выпуска мешкотары; 9 — зарядная машина

ИГТМ АН УССР совместно с Кривбассвзрывпромом создана растаривающая машина МПР-30 (допущена Госгортехнадзором к широкому промышленным испытаниям). Машина МПР-30 (рис. 111.143) смонти-

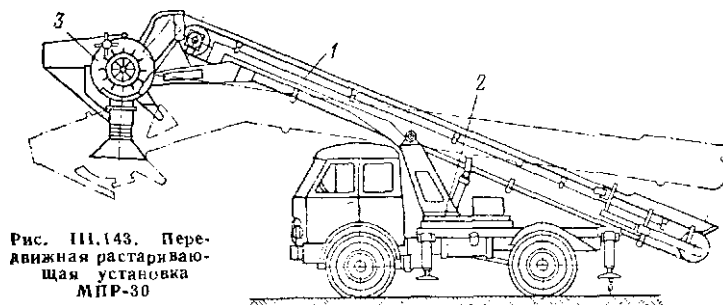


Рис. 111.143. Пере-
движная растариваю-
щая установка
МПР-30

рована на шасси автомобиля МАЭ-503Б-1 и состоит из ленточного конвейера 1, полноповоротной платформы 2, растаривающей головки 3, гидросистемы с гидроприводом и гидроопорами.

Техническая характеристика машины МГТР-30

Производительность, т/ч	28—30
Скорость движения ленты, м/с	0,5
Ширина ленты, мм	650
Частота вращения барабана растарива- теля, об/мин	10
Двигатель конвейера	Гидравлический

§ 55. Транспортно-зарядные машины

На карьерах эксплуатируют пневмозарядные машины СУЗН-5А конструкции НИПИГормаша, УПЗМ-2 конструкции Учалинского ГОКа, смесительно-зарядные машины МЗС-1ы конструкции Гипроуглеавтома газа и зарядные машины МЗ-12, МЗ-8, конструкции ИГТМ АН УССР и Кривбассвзрывпрома.

Универсальная пневмозарядная машина СУЗН-5 (табл. 111.121) предназначена для зарядания сухих и обводненных скважин гранулированными ВВ заводского изготовления (нгданнт, водонанолненные смеси, зерногранулиты с любой пропорцией аммиачной селитры и тринитротолуола).

Т а б л и ц а П.121

Характеристика транспортно-зарядных машин

Показатели	СУЗН-3	УПЗМ-2	МЗС-1м
Производительность, т/ч . . .	10,3	5—9	2—4
Емкость бункера, м³	8	6,5	
Размер машины, м	8180X 2650X X 2940	I 8000 X 3400 X X 2G00	6850X 2700X X 3250
Способ зарядания	Пневматический		С помощью шнека
Угол наклона скважин к вертикали, градус . .	Ограничений нет	30	
Глубина зарядания, м	До 25	Для вертикальных скважин без ограничения	До 25

Техническая характеристика аккумуляторных тележек

	ЭК-1	Б'КБ-1-1009
Скорость передвижения, км/ч:		
с грузом	4,5—5,5	3—8
без груза	8	5—10
Число скоростей передвижения:		
при движении вперед . .	2	3
при заднем ходе	2	3
Дорожный просвет, мм . . .	100	75
Радиус поворота по краю платформы, мм:		
наружному	2700	2100
внутреннему	1700	—
Размеры грузовой платформы, мм	15C0X970X 520	1100X 700X 300

Расстояние между осями передних и задних колес, км	78	—
Диаметр колес, мм:		
передних	370	400
задних	370	250
Масса (с аккумуляторной батареей), кг	520	950
Основные размеры тележек, мм	2000X970X 1245	2150X 860X 1171

Техническая характеристика малогабаритных погрузчиков

Тип погрузчика	4004	МВШ-I	МВШ-II
Грузоподъемность, кг	750	500	100
Расстояние от центра тяжести до передних стенок вилоч, мм	400	500	500
Наибольшая высота подъема груза, мм	1000	1792	1800
Наибольшая скорость подъема вилоч, м/мин	10	8,8	6,8
Скорость передвижения по дорогам с твердым ровным,! покрытием, км/ч:			
с грузом	8,5	6	5
без груза	100	5	4
Наименьший радиус поворота по наружному габариту, мм	1550	1255	1300
База, мм	1000	970	900
Колея, мм:			
передних колес	700	955	855
задних колес	695	458	495
Дорожный просвет, мм	75	65	75
Масса электропозрузчика, оборудованного вилами, кг:			
без груза	790	—	—
с номинальным грузом	230	—	—
Основные размеры погрузчика, мм:			
общая длина с вилами	2400	2320	2340
ширина	910	1440	1140
высота при опущенных вилах	1445	1613	1580
Основные размеры вил, мм:			
рабочая длина	750	750	750
толщина	25	25	25
ширина	100	100	100

Базой машины [СУЗН-5А (рис. III.144) является автомобиль КрАЗ-222, на шасси которого смонтированы пульт управления 1, бункер 2, два корыта 3 со шнеками, лопастной питатель 4 со шлангом 5, компрессор для пневмотранспортирования ВВ, гидросистема для привода шнеков и питателя, гидросистема для образования илданита и водонаполненных смесей. Для одновременного транспортирования двух раз-

личных сортов ВВ или составных компонентов смесевых ВВ бункер разделен на два отсека подвижной продольной перегородкой, перемещаемой с помощью самотормозящего червячного редуктора. Сверху бункер плотно закрывается алюминиевыми крышками, которые работают с помощью системы типа шестерня—репка.

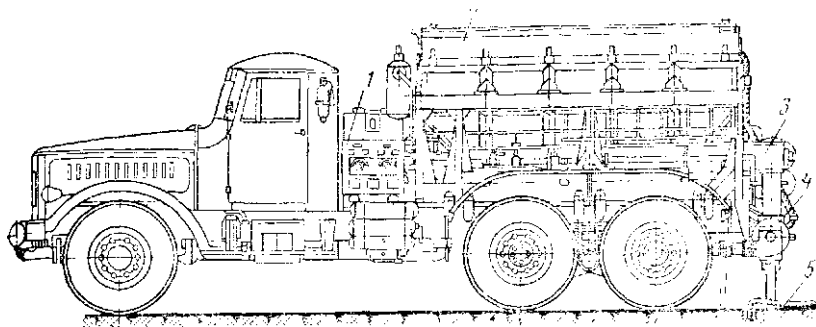


Рис. 1П.144. Зарядная установка СУЗН-5А

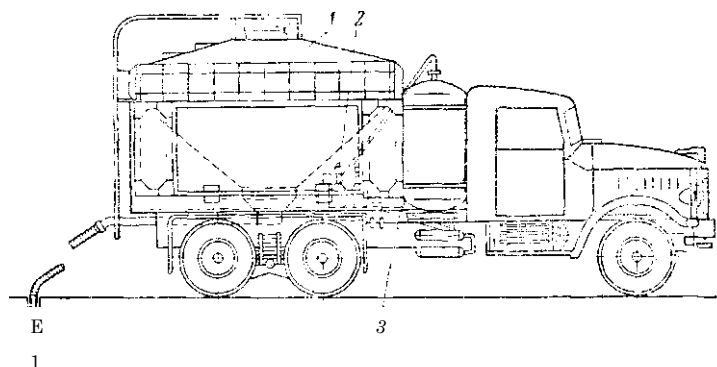


Рис. 111.145. Пневмозарядная машина УЗПМ-2

Для приготовления водосодержащих смесей в машине установлен водяной бак с трубопроводом, через который при необходимости пропускаются выхлопные газы автомобиля для подогрева воды. На переднем бампере автомобиля установлен центробежный искрогаситель. Бункер машины имеет два отсека, емкости которых (соответственно левого и правого) равны 4,5—2 и 2,8—4 м³. Емкость бака для воды 0,5 м³, бака для жидких горючих добавок — 0,3 м³. Изготовитель — Карпинский машиностроительный завод.

Пневмозарядная машина УЗГШ-2 (рис. III. 145) prepares igniter and charges it under the pressure of compressed air vertical and inclined wells. Machine UZPM-2 is mounted on the chassis of a self-unloading truck and consists of a hopper 1, made of steel sheet

толщиной 3 мм, баков для жидких компонентов ц компрессора 2 с системой трубопроводов. Через карданный вал 3 компрессор присоединен к валу отбора мощности автомашины. В нижней части бункер заканчивается проемом, к флангу которого крепится питатель с воздушно-, камерой и транспортным шлангом.

Смесительно-зарядная машина МЗС-1 м предназначена для приготовления нгдашгга, транспортирования его к месту взрывных расе,г и зарядания скважин.

Машина смонтирована на шасси автомобиля МАЗ-503. Конструктивными особенностями машины являются: непрерывность процесс i смешивания компонентов и зарядания скважин игданитом, наличие дозирующих устройств для твердого и жидкого компонентов ВВ, обогрев и вибрация стенок бункера для предотвращения налипания аммиачной селитры. Масса машины 9945 кг.

Машины МЗ-12 и МЗ-8 с управляемыми пневмодиафрагмами и силовыми направляющими полками (рис. III. 146) различаются грузоподъемностью и формой кузова. Они состоят из следующих основных узлов: шасси автомобиля, пневмодиафрагмы 1, кузова 2, дозаторов 3 и пневмосистемы 4.

Техническая характеристика транспортно-зарядных машин диафрагменного типа

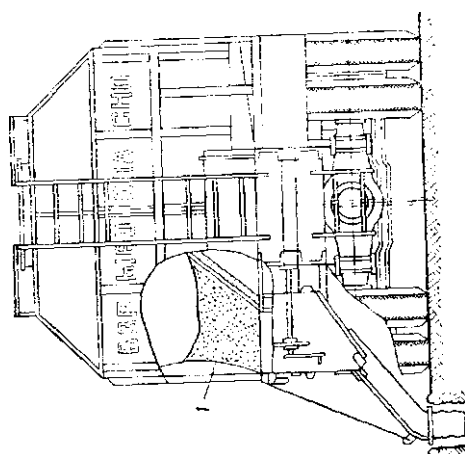
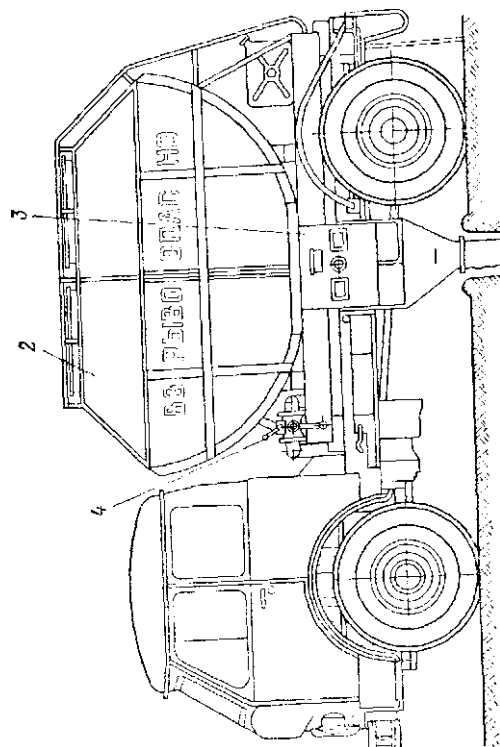
	МЗ-12	МЗ-8
Грузоподъемность, т	11,5	7,5
Число бункеров	2	1
Емкость бункера, м³	7,5	8,8
Число дозаторов	2	1
Способ подачи ВВ из бункера в дозатор	Самотечно-принудительный	
Учет ВВ, подаваемого в скважины	Весовое дозирование	
Основные размеры, мм	9600X 2540X 2970	5600X 2600X 3140
Масса машины, т	24,5	13

Кузов машины МЗ-8 — сварной бункер из нержавеющей листов^:: стали, предназначенный для приема гранулированных ВВ заводского приготовления. Кузов машин МЗ-12, шасси которых являются автомобилями КрАЗ-219 и КрАЗ-256Б, состоит из двух изолированных один от другого бункеров. В каждом бункере имеется по одному загрузочному проему диаметром 800 мм, которые закрываются крышками с резиновыми уплотнителями. Принятый диаметр бункера позволяет нормально работать обслуживающему персоналу (два человека) во время его ремонта.

Бункер зарядной машины МЗ-8 имеет форму усеченной пирамид¹', с углом наклона к горизонту 45°. Кроме того, в бункере зарядной машины имеется два загрузочных проема, расположенных по оси машины. Наличие двух загрузочных проемов и принятая форма бункера позволяют довести коэффициент загрузки бункера зарядной машины до 0,95. В каждом бункере зарядных машин имеется разгрузочная воронка. Внутри бункера имеется управляемая пневмодиафрагма с силовым направляющим полком, выполненная из эластичной прорезиненной ткани, снимающей заряды статического электричества.

Пневмодиафрагма предназначена для перемещения ВВ на силовой направляющий полком, при помощи которого ВВ сбрасывается в разгрузочную воронку. В верхней части бункера пневмодиафрагма закреплена

"1



v

по периметру его стенок на высоте 950 мм, а в нижней части — по контуру разгрузочной воронки.

Металлическая плита силового направляющего полка по ширине равна разгрузочной воронке бункера (500 мм), длина полка равна 1500 мм. Максимальный угол поворота полка принят 50° .

Пневмосистема (рис. III.147) необходима для образования сжатого воздуха (под давлением $0,2-0,3 \text{ кгс/см}^2$), подачи его по трубопроводам в полость, образованную между стенками бункера и пневмодиафрагмой, и выгрузки ВВ из бункера.

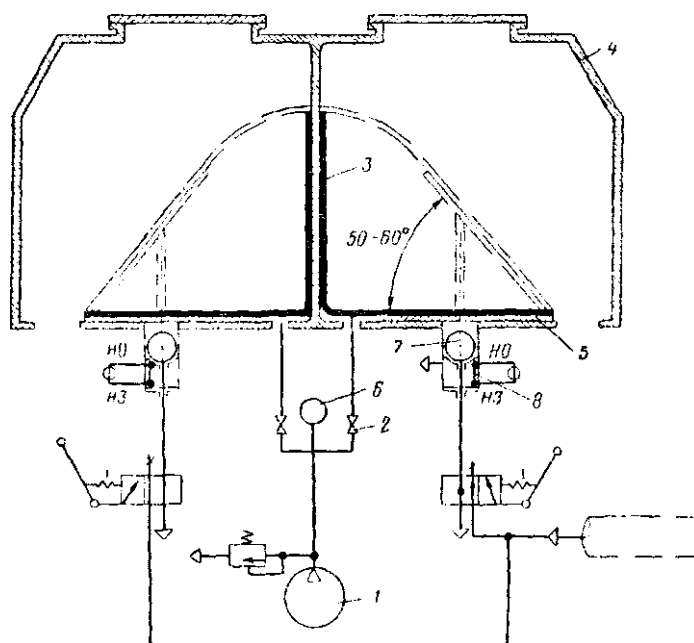


Рис. III.147. Пневмосистема зарядной машины МЗ-8

При выгрузке ВВ из бункера 4 сжатый воздух, вырабатываемый нагнетателем У, по трубопроводам через кран 2 направляется в полость под диафрагму. При этом пневмодиафрагма 3, поднимаясь, сталкивает ВВ на силовой направляющий полк 5. Последний, поворачиваясь вокруг оси шарнира, перемещает ВВ к разгрузочной воронке бункера. При повороте полка на максимальный угол (60°) шток обратного клапана 7 замыкает контакты микровыключателя и загорается сигнальная лампа на доске приборов. После этого отключается привод нагнетателя. Для полного выпуска сжатого воздуха из полости необходимо включить кран управления 7. При этом сжатый воздух от ресивера 8 поступает в мембранную полость обратного клапана 7 и открывает его. После выхода сжатого воздуха из полости пневмодиафрагма опускается и ложится на дно бункера. Давление сжатого воздуха в пневмосистеме контролируется манометром 6.

Машины с управляемым» пневмодпафрагмамм в настоящее время прошли опытно-промышленные испытания на карьерах и допущены к широком промышленным испытаниям. Производительность зарядных машин дпафрагменного типа колеблется в пределах 400—550 кг./мни.

§ 56. Смесительные и смесительно-зарядные устройства

Смесительные установки предназначены для смешивания компонентов и изготовления простейших ВВ, а смесительно-зарядные машины помимо приготовления могут выполнять также зарядание ВВ.

Смесительная установка ССУИ-1У предназначена для механизированного приготовления игданита (рис. 111.148), ее устанавливают

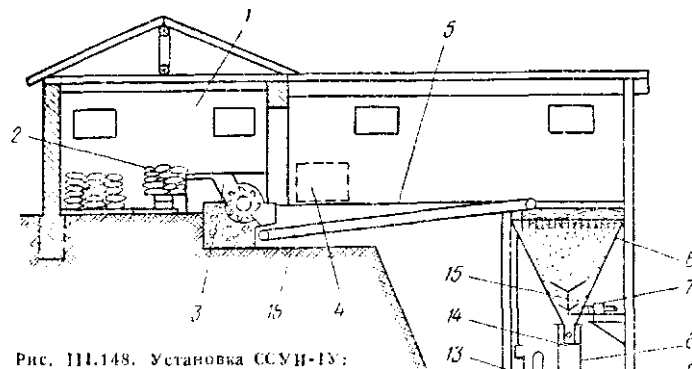


Рис. 111.148. Установка ССУИ-1У:

бачок; 14 — секретный затвор; 15 — рабочий орган; 16 — конвейер



около склада ВВ. Аммиачная селитра конвейером подается от склада к дробилке, откуда через бункер поступает в смесительную камеру, где опрыскивается дизельным топливом и загружается в кузов автосамосвала или транспортно-зарядной машины. Время приготовления 6 т (емкость бункера) игданита 10—15 мин. Производительность дробилки 10 т/ч, производительность насоса типа LLL-100 составляет 100 л/мин, давление, развиваемое насосом, достигает 13 кгс/см³.

Смесительно-зарядная установка СЗУ-1 (рис. 111.149) конструкции НИПИГормаша предназначена для открытых и подземных рудников, не опасных по газу или пыли, для зарядания скважин и минных камер игданитом и гранулированными ВВ. Для транспортирования игданита применяется эластичный пластмассовый трубопровод с гладкой поверхностью; в сухих забоях, где влажность воздуха меньше 65%, а удельное сопротивление пород составляет 10⁹ Ом/см, в качестве труб-

провода следует применять полупроводящий шланг. Питатель — барабанный, конический, с горизонтальной осью вращения.

Установка «Акватол-1» конструкции Гипроникеля предназначена для зарядания на открытых работах сухих и обводненных взрывных

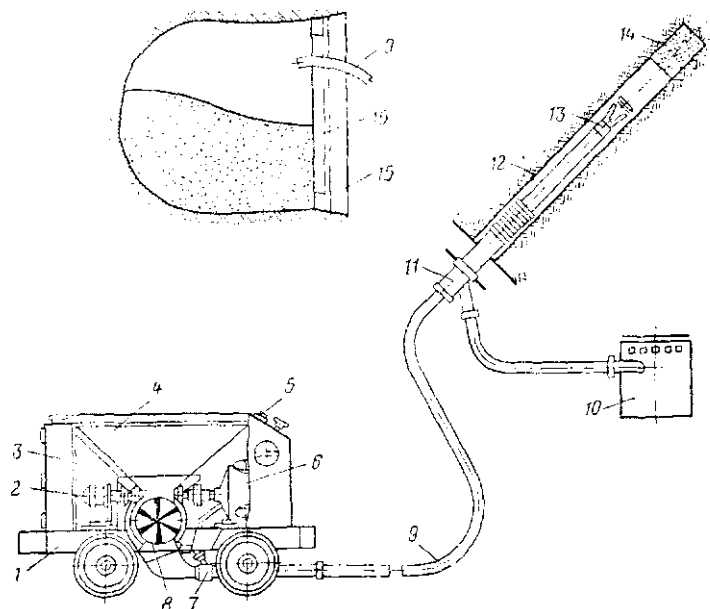


Рис. III.149. Зарядание скважинных и камерных зарядов установкой СЗУ-1:
1 — рама; 2 — насос; 3 — бак для дизельного топлива; 4 — бункер; 5 — пульт управления; 6 — пневмодвигатель; 7 — узел смешения компонентов пда-пта; 8 — питатель; 9 — зарядный трубопровод; 10 — пылеуловитель; 11 — уплотнитель устья скважины; 12 — скважина; 13 — насадка; 14 — ВВ; 15 — фильтроткаль; 16 — перегородка

скважин водопаполненными ВВ. При зарядании скважин происходит одновременно водопаполнение сухих акватолышх смесей заводского изготовления, желатинизация приготавливаемого водопаполненного ВВ и гидромеханическое транспортирование ВВ по гибкому зарядному шлангу в скважину.

Техническая характеристика установки СЗУ-1

Диаметр заряжаемых скважин, мм	60—150
Глубина скважин, м	До 30
Угол наклона скважин к горизонту (градус) при диаметре скважин:	
до 150 мм	0—30
более 105 мм	+45° —90
Дальность транспортирования ВВ, м:	
по горизонтали	250
по вертикали	80

Производительность (т/ч) при дальности транспортирования:	
до 50 м	10
до 250 м	6
Рабочее давление сжатого воздуха в зарядном трубопроводе, кгс/см ²	1—3
Расход сжатого воздуха на пневмотранспортирование ВВ, м ³ /мин	2,5—3,0
Диаметр зарядного трубопровода, мм	40
Привод питателя и насоса:	
тип	ДР-5
мощность, л. с	8
Насос для подачи дизельного топлива:	
тип	Г12-22А
производительность, л/мин	7,5
Частота вращения барабана питателя, об/мин	30—40
Емкость бункера, м ³	0,12
Емкость бака для дизельного топлива, м ³	0,15
Основные размеры, мм	2000X1000X1100
Колея, мм	750
Клиренс, мм	100
Масса установки, кг	1000

Техническая характеристика установки «Акватол-1»

Производительность, т/ч	6
Длина зарядного шланга, м	20
Рабочее давление насоса, кгс/см ²	10
Температура смеси водонаполненно-го ВВ, °С	10—20
Грузоподъемность установки, т:	
по сухой акваторальной смеси	5
ко воде для водонаполнения и промывки оборудования после работы	1,6
Основные размеры установки, мм	9200X3000X4200
Число обслуживающего персонала при зарядании скважин	3

Водонаполнение ВВ горячей водой с подогревом через рубашки смесителя позволяет получать качественный желатинизированный вязкий материал, при механизированном зарядании которым обводненных скважин установкой «Акватол-1» по сравнению с гранулированными ВВ трудоемкость работ снижается, улучшается проработка подошвы уступа и увеличивается производительность экскавации.

§ 57. Зарядчики для зарядания шпуров и скважин сыпучими гранулированными взрывчатыми веществами

Для зарядания шпуров и скважин гранулитами, зерногранули-тами, игдантами применяют зарядчики эжекторные пистолетного типа («Курама-7», «Курама-8» и др.), камерные (ЗП, «Вахш-5», ЗДУ-50 и др.) и барабанные (БПЗ, УЗС).

Порционный зарядчик ЗП (рис. III.150) конструкции КазПТЦ предназначен для заряжания шпуров и скважин игданитом, гранулатами АС-8, АС-4 и др. в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Он состоит из загрузочной воронки, пневмоцилиндра с поршнем и штоком, емкости дозатора с конусным переходом в трубопровод, к ко-

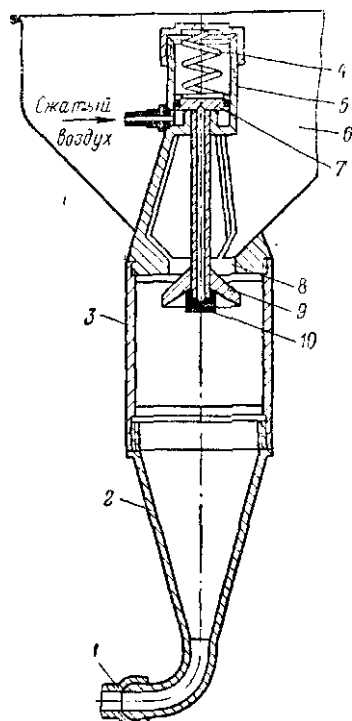


Рис. III.150. Устройство порционного зарядчика ЗП:

1 — трубопровод; 2 и 3 — цилиндрическая и конусная части дозирующей камеры; 4 — пружина; 5 — пневмоцилиндр; 6 — приемная воронка; 7 — поршень; 8 — загрузочное отверстие; 9 — запорный клапан; 10 — отверстия разделителя

торому присоединен зарядный шланг. Высокая плотность заряжания (до 1,2 г/см³) позволяет расширить сетку шпуров или скважин, а следовательно, снизить объемы буровых работ.

Техническая характеристика зарядчика ЗП

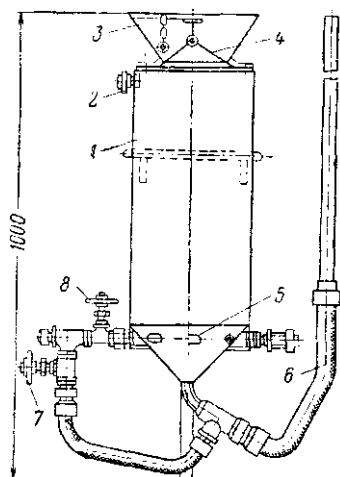
	Для шпуровых зарядов	Для скважинных зарядов
Диаметр скважин, мм	До 50	100—150
Глубина заряжаемых скважин, м	До 5	До 40
Масса порции, кг . . .	0,5; 1,5	1,5; 10; 15; 20; 25; 30
Расстояние доставки по горизонтали, м . . .	30	80
Диаметр зарядного шланга, мм	25	50

Рабочее давление, кгс/см ²	5—G	5—6
Плотность заряжения, г/см ³	1,15—1,2	1,15—1,2
Размеры, мм:		
диаметр	402	870
высота	G10	1200
Масса зарядчика, кг	13	32

Зарядчик «Вахш-5» (нагнетательный, пневматический) предназначен для заряжения игданином шпуров и скважин любого направления диаметром до 56 мм, глубиной до 20 м. Зарядчик «Вахш-5» (рис. III. 151) может быть использован для заряжения скважин с углом наклона до 50°, диаметром до 105 мм, глубиной до 30 м.

Рис. 111.151. Зарядчик «Вахш-5» :

- 1 — емкость зарядчика;
2 — кран сброса давления;
3 — воронка; 4 — конусный затвор; 5 — воздушные сопла; 6 — нагнетательный шланг с трубкой;
7 — кран подачи сжатого воздуха в нагнетательный трубопровод; 8 — кран включения



Россыпное ВВ из камеры под давлением сжатого воздуха подается в трубопровод. При дополнительном подводе сжатого воздуха в нагнетательный трубопровод (для эжекции) производительность зарядчика и расстояние транспортирования ВВ увеличиваются.

§ 58. Зарядчики для заряжения шпуров и скважин патронированными взрывчатыми веществами

На подземных горных работах для заряжения шпуров и скважин патронированными ВВ применяют зарядчики толкающие и бросающие.

Техническая характеристика толкающих зарядчиков

	МПЗН-1	ЗЛ-2Б	ЗМК-1
Диаметр заряжаемых скважин, мм	80—150	80—200	До 105
Глубина скважин, м	До 50	До 40	До 50

Угол наклона, градус	—	Не ограничен	
Рабочее давление сжатого воздуха, кгс/см ²	4—4,5	4—5	4—5
Скорость подачи штанг (забойников), м/с	0,5	0,6	0,6
Масса зарядчика (без штанг, забойщиков), кг	73	36,5	

Эжекторные зарядчики предназначены для заряжания игданитом горизонтальных, наклонных («Курама-7м») и вертикальных («Курама-8») шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 3 м.

Техническая характеристика зарядчиков
«Курама-7м» и «Курама-8»

Емкость бункера, кг	7	9
Рабочее давление, кгс/см ²	5—6	5—7
Производительность, кг/мин	До 18	До 12
Масса зарядчика, кг	2,2	2,5
Стоимость, руб	40	45

Эти зарядчики отличаются простотой конструкции, надежностью, удобством в работе, компактностью и малой трудоемкостью изготовления.

Зарядчик МПЗН-1 (толкающий) конструкции НИПИГормаша предназначен для заряжания скважин в шахтах, не опасных по газу и пыли, путем подачи патрона ВВ с помощью штанг-забойников. Механизм об-

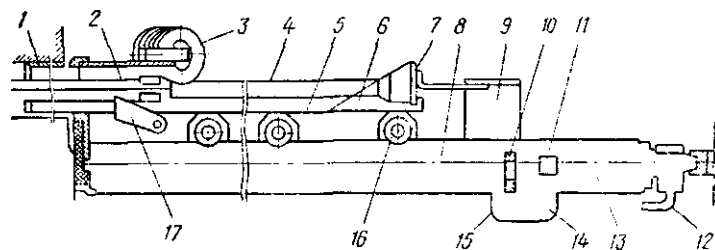


Рис. 111.152. Зарядчик ЗМК-1:

1 — съемный кондуктор; 2 — ДШ; 3 — катушка для ДШ; 4 — забойник; 5 — лоток; 6 — съемный клин; 7 — толкатель; 8 — поршень податчика; 9 — каретка податчика; 10 — внутренняя рейка; 11 — поршень распорного устройства; 12 — фиксатор; 13 — раздвижной шток; 14 — кран распорного устройства; 15 — кран податчика; 16 — блок шестерен; 17 — защелка

служивают двое рабочих. При применении зарядчика МПЗН-1 в шахтах, где массовую отбойку руды ведут глубокими вертикальными скважинами, производительность труда повышается в 3—4 раза.

В заряднике ЗЛ-2Б конструкции Лениногорского полиметаллического комбината патроны в скважины досылаются составными забойниками (трубами) из дюралюминиевого сплава. Зарядчик обслуживают двое рабочих.

Зарядчик ЗМК-1 (рис. 111.152) конструкции рудоуправления и/л. Дзержинского предназначен для заряжания скважин патронированными ВВ на рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. Несб-

ходимое число патронов диаметром GO—90 мм укладывают на лоток и толкателем посылают в скважину.

Достоинства зарядчиков толкающего типа: простота устройства; отсутствие пылеобразования при зарядании; возможность перехода от одного диаметра скважин к другому без существенного изменения устройства.

Недостатки этих зарядчиков: недостаточная плотность заряжания; потребность в дополнительных устройствах для продувки скважин; наличие холостого хода.

Зарядчик ПЗК (бросающий) конструкции Северо-Кавказского горно-металлургического института (СКГМИ) применяют при зарядании скважин патронированными ВВ на горных предприятиях, за исключением рудников и шахт, опасных по газу или пыли. Применяется также зарядчик ПЗК, в котором колонна жесткой конструкции заменена гибкой зарядной колонной, позволяющей заряжать скважины, пробуренные на расстоянии от почвы выработки 0,8—1,0 м. Зарядчики ПЗК предназначены для зарядания патронированными ВВ диаметром 32, 45, 55 и 70 мм скважин диаметром 45—100 мм любого направления и глубины.

Уплотнение патронов в скважине происходит вследствие приобретенной во время движения по колонне кинетической энергии. При этом плотность может регулироваться в пределах 0,9—1,3 г/см³. За один цикл может быть послано в скважину до 15 патронов массой по 400—800 г. В качестве гибкой колонны используют шланги полиэтиленовые, капроновые или из других эластичных пластиков.

Достоинства бросающих зарядчиков: высокая производительность и плотность заряжания ВВ; простота устройства и маневренность в работе в стесненных условиях.

Недостатки: обратный вынос пыли аммонита; возможность образования пробок из ВВ.

§ 59. Забойка скважин и шпуров

Для забойки скважин на карьерах применяют машины ЗС-1 конструкции Гипроуглеавтоматизации и СУЗН-1В конструкции НИПИГор-маша.

Забоечная машина ЗС-1 (рис. 111.153) смонтирована на базе автомобиля МАЗ-503, она предназначена для забойки вертикальных и наклонных скважин. В качестве забоечного материала можно применять песок, мелкий щебень, отходы обогащательных фабрик и другие материалы с объемным весом 0,6—2 т/м³. Обогрев и вибрация стенок бункера исключают возможность налипания на стенках и зависания в бункере забоечного материала. Применение машины ЗС-1 позволяет заменить четырех человек, занятых на забойке скважин. При работе ЗС-1 около 30% времени расходуется на забойку скважин и маневры, 40% — на поездки машины за забойкой.

Техническая характеристика забоечных машин

	ЗС-1	СУЗН-1В
Производительность, м ³ /ч	27	30—40
Емкость бункера, м ³	5	43
Масса машины, кг	7000	7100
Размеры машины, м	7250X 2570 X 3250	7190X 2938X 2540
Изготовитель	Карпинский машиностроительный завод	

Машина СУЗН-1В (рис. III.154) смонтирована на базе автомобиля МАЗ-503В. На шасси автомобиля установлена рама, на котором смонтированы бункер, привод и редуктор. Дном бункера служит ышроднище, являющееся одновременно конвейером, подающим забоечный материал из бункера в скважину.

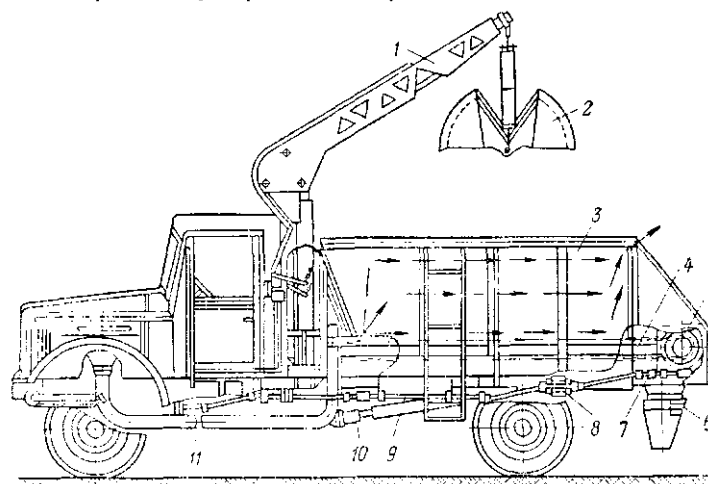


Рис. III.153. Забoчная машина ЗС-1.

1 — подъемный гидрокран; 2 — гидравлический грейдер; 3 — бункер; 4 — скребковый конвейер; 5 — червячный редуктор; 6 — разгрузочная воронка; 7 — фрикционная муфта; 8 — промежуточный редуктор; 9 — распределительные валы; 10 — амортизаторы; 11 — коробка отбора мощности

В качестве забойки используют материалы с включением крупных фракций (200—250 мм) и содержанием глинистых частиц до 30% и влажностью до 6%.

Для забойки шнуров в шахтах используют глины, смесь глины и песка, песок, шлак, щебень, воду и другие материалы.

Установку ГР-1 (рис. III.155) применяют для изготовления пыжей. Принцип работы установки: глину и песчано-глинистую смесь

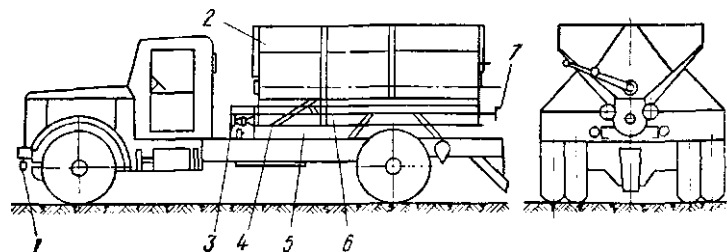


Рис. III.154. Забoчная машина СУЗН-1В:

1 — искрогаситель; 2 — бункер; 3 — механизм отбора мощности; 4 — рычаги; 5 — продольный шнек; 6 — продольная тяга; 7 — штурвал

загружают в приемную воронку, при закрытии крышки материал вдавливается в патрубок шнекового вала. Вращением рукоятки, жестко посаженной на шнековом валу, материал подается в концевой мундштук установки. Установкой ПР-1 один рабочий может изготовить 30 пыжей в минуту.

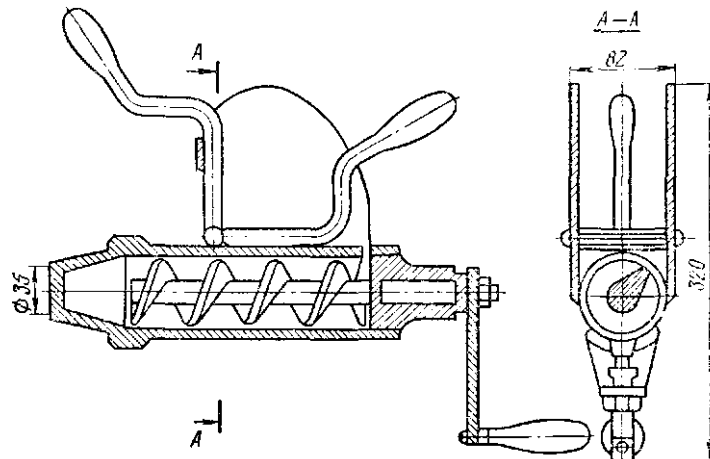


Рис. III.155. Приспособление ПР-1 для изготовления пыжей из пластичных материалов

Пневмозабойник поршневого действия конструкции ВНИИОМШСа (рис. III.156) представляет собой цилиндрический сосуд 1, изготовленный из листовой стали толщиной 2 мм. Сосуд закрывается крышкой 4,

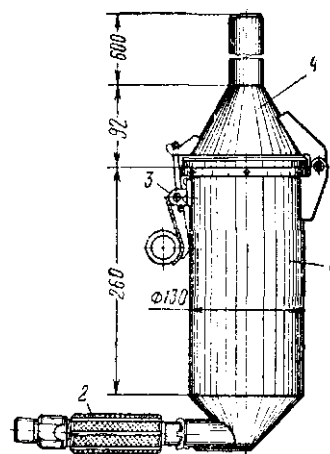


Рис. III.156. Пневмозабойник Конструкции ВНИИОМШСа

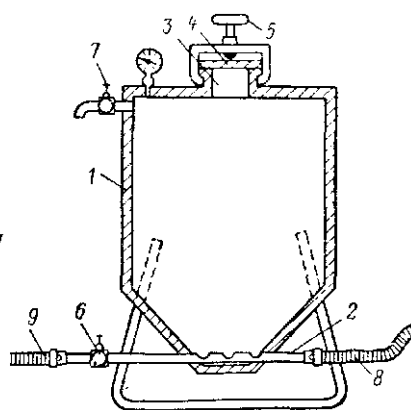


Рис. III.157. Пневмозабойник тяжелого типа

имеющей замок 3. Полезная емкость пневмозабойника 3,8 л, масса его 6 кг при наполнении песком 11 кг. Одной порции песка достаточно для качественной забойки шпура длиной 2 м. Количество воздуха регулируется краном 2, давление воздуха 4—5 кгс/см².

Пневмозабойник конструкции Ф. Ф. Семенко и А. П. Молчанова (рис. III. 157) применяют для забойки скважин. Сыпучий материал (песок или гранулированный шлак) засыпается в загрузочный бункер 1 с коническим днищем. Горловина 3 герметически закрывается крышкой 4 и винтом 5. Через нижнюю часть бункера пропущена трубка 2 диаметром 1/2", в которую при открытом вентиле 6 поступает сжатый воздух из шланга 9. Песок, просыпавшийся из бункера в отверстие трубки 2, увлекается потоком и по шлангу 8 подается в шпур. Длина шланга 6—10 м. Избыточное давление сбрасывается с помощью крана 7.

Пневмозабойники позволяют в 5 раз сократить время на забойку шпуров.

Глава XIV

ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

§ 60. Организация работы взрывника

Рабочее время взрывника регулируется графиком выходов. Оно не совпадает с графиком выходов рабочих других профессий.

Примерный график работ взрывника (мастера-взрывника)

На открытых разработках:

1. Оформление путевок, получение СВ и ВВ
2. Подвозка (в случае необходимости) забоечного материала к скважинам
3. Доставка ВМ к месту взрыва
4. Выгрузка и разноска ВВ по скважинам
5. Зарядка и забойка скважин
6. Монтаж взрывной сети, оцепление
7. Расстановка замедлителей в схеме соединения зарядов
8. Подача боевого сигнала
9. Взрыв
10. Осмотр места взрыва
11. Оформление документов, сдача остатков ВМ на склад

На подземных разработках:

1. Оформление путевок, получение СВ и ВВ
2. Доставка забойки в забой
3. Доставка ВМ в забой
4. Проверка и чистка шпуров (скважин)
5. Изготовление патронов-боевиков
6. Замер содержания газа в забое и в вышибках, примыкающих к нему

7. Проверка выполнения требований по борьбе с пылью *
8. Заряжание и забойка шпуров и скважин
9. Выставление постов охраны опасной зоны
10. Монтаж взрывной сети (при электровзрывашш)
11. Замер газа у места, откуда будет включаться ток (при электровзрывании) *
12. Подача боевого сигнала
13. Поджигание ОШ, включение рубильника или взрывной машины, взрыв
14. Проветривание забоя
15. Осмотр места взрыва
16. Оформление документов, сдача остатков ВМ на склад

* Для рудников и шахт, опасных по газу или пыли.

На открытых разработках взрывные работы производят не чаще одного раза в неделю. В связи с этим указанный выше график работ не является ежедневным, а видоизменяется. Взрывание камерных и скважинных зарядов выполняют по проектам, составляемым на каждый взрыв, или при систематическом взрывании — по типовому проекту, корректируемому для каждой взрывающей серии по фактическим данным расположения камер (скважин). Взрывание зарядов в шпурах (в том числе котловых шпурах), рукавах, а также взрывание наружных зарядов выполняют по паспортам.

Взрывание па выброс, взрывное разрушение зданий и сооружений, дробление металла и металлических конструкций, подводные взрывные работы, а также взрывные работы непосредственно в населенных пунктах выполняют только по проектам.

Организация и порядок проведения массовых взрывов на предприятиях предусматривают в типовой инструкции, утверждаемой для аналогичных условий вышестоящими хозяйственными организациями по согласованию с управлением округа Госгортехнадзора.

Проекты утверждает директор (начальник) предприятия, на котором ведутся взрывные работы, или по согласованию с ним главный инженер организации, ведущей взрывные работы.

Паспорт утверждает начальник или главный инженер рудника, шахты, карьера, промысла и т. п. или руководитель взрывных работ.

Паспорт буровзрывных работ составляется для каждой выработки на основании опытных данных. С паспортом буровзрывных работ должны быть ознакомлены под расписку инженерно-технические работники данного участка (объекта), а также персонал, выполняющий буровзрывные работы. Для аналогичных условий паспорт буровзрывных работ может быть общим.

§ 61. Маркшейдерское обслуживание взрывных работ

Одним из этапов подготовки и производства массовых взрывов является составление его технического проекта. С общего плана горных работ на карьере делают выкопировку блока, намеченного к взрыву, на которой наносят верхние и нижние отметки уступа, а также категории пород по буримости и по взрываемости. На этот же план наносят границы и пределы допустимых величин одновременно взрывающихся ВВ.

Начальник буровзрывного участка рассчитывает и наносит на план взрывные скважины с принятыми для данных условий параметрами расположения сетки скважип и глубины перебуров. По скважинам первого и последующих рядов, а иногда по отдельным скважинам в геолого-маркшейдерском отделе составляют профили с указанием геологических особенностей уступа и мощности напластования отдельных пачек пластов, что является основой для расчета зарядов в скважинах, общего количества ВВ, рациональной конструкции зарядов, величины перебуров и пр.

Начальник буровзрывного участка или смеки совместно с маркшейдером и техническим руководителем карьера переносят скважины в натуру, отмечая места расположения их колышками и принимая определенные расстояния скважин от верхней бровки уступа. На каждом колышке указан помер скважины и ее проектная глубина.

После подготовки забоя к взрыву маркшейдер при повторной съемке данного участка замеряет фактические расстояния между скважинами, с. п. п. уступа и глубину скважин. Если фактические данные отличаются от проектных, величины зарядов в скважинах пересчитывают.

После производства взрыва выполняют горизонтальную съемку, составляют профили взорванной горной массы и по ним определяют объем фактически взорванной горной массы. Маркшейдерская служба помимо этого определяет величину и угол развала, линни откоса и коэффициент разрыхления взорванной горной массы.

В результате маркшейдерских замеров определяют технико-экономические показатели взрыва: выход горной массы с 1 м скважины, удельный расход ВВ, выход горной массы с 1 м фронта работ, а также качество проработки подошвы уступа.

При подземных разработках для составления технического проекта выполняют предварительную геолого-маркшейдерскую съемку предполагаемого участка работ, сбор цифрового и графического материала. При подготовке графического материала по каждому взрываемому объекту (выемочный блок, панель и т. д.) составляют план участка взрыва в масштабе 1 : 500 и, если имеются материалы от прежних взрывов, поперечные профили через каждую скважину. Технический проект на отбойку рудного блока подлежит соответствующему утверждению. Все подготовительные работы по взрыву выполняют в соответствии с техническим проектом.

Геолого-маркшейдерская служба рудника производит разбивку точек для бурения скважин с учетом физико-механических свойств руды, а в процессе бурения контролирует глубину и направление скважин. При этом уделяется внимание возможно более точному соблюдению проектных расстояний, особенно между расходящимися концами скважин при веерном расположении.

По окончании бурения выполняют детальную геолого-маркшейдерскую съемку рудного блока и всех пробуренных скважин с промером их глубины.

§ 62. Подготовка и производство взрывов

На открытых разработках каждому массовому взрыву предшествует составление организационно-календарного плана, в содержание которого входит график организации и последовательности выполнения отдельных операций на участке взрыва.

Массовые взрывы на карьерах в последние годы увеличились до 1000 т ВВ с отбойкой около 2,0—2,5 млн. т горной массы. Подготовка таких взрывов длится несколько дней. Перед заряданием скважин определяют конструкцию заряда, исходя из горно-геологических условий и обеспечения равномерного дробления породы.

ВВ доставляют в машинах и распределяют по скважинам в соответствии с величиной заряда, рассчитанной на каждую скважину. Перед заряданием взрывник обязан проверять состояние скважины, замерять ее глубину. В скважину опускают конец ДШ с боевиком, противоположный конец ДШ закрепляют у устья скважины. После этого взрывник засыпает ВВ, контролируя процесс зарядания скважины промером уровня ВВ. Если нужно, на определенной глубине рассредоточивают ВВ инертной забойкой или воздушным промежутком.

После зарядания скважины засыпают забоечным материалом, в качестве которого применяют глинисто-песчанную смесь или отходы дробильно-обогажительных фабрик. Концы ДШ, выходящие из скважин, подсоединяют к основной магистрали и устанавливают замедлители.

В подземных условиях взрывник, основываясь на паспортных данных, проверяет число и глубину шпуров, угол их наклона и качество очистки от буровой мелочи и затем производит зарядание шпуров. При числе шпуров более 25 взрывнику помогают рабочие, прошедшие специальные курсы.

Патрон ВВ в шпур вводят с помощью забойника до дна шпура или до предыдущего патрона. Плотность прилегания патронов один к другому взрывник контролирует по соответствующим насечкам на забойке. При зарядании восстающих шпуров патроны посылают забойником одновременно по несколько штук.

Патроны-боевики изготавливают на месте работ в забое. При проходке шахтных стволов их изготавливают на поверхности в предназначенном для этого помещении. Число патронов-боевиков должно соответствовать числу одновременно взрываемых зарядов в шпурах. Патрон-боевик располагают первым от устья шпура. ЭД необходимо помещать в ближайшей к устью шпура торцевой части патрона-боевика так, чтобы дно гильзы ЭД было направлено ко дну шпура. Допускается расположение патрона-боевика с ЭД первым от дна шпура; при этом дно гильзы должно быть направлено к устью шпура. Возможность обратного инициирования при огневом взрывании устанавливает руководитель предприятия по согласованию с местными органами Госгортехнадзора.

В качестве забойки при взрывных работах применяют смесь глины и песка, воду или водяные ампулы (гидрозабойка). По окончании зарядания шпуров перед взрывом взрывник обязан удалить всех рабочих, находящихся поблизости от места взрыва, и проверить наличие охранных постов на подступах к забою.

После взрыва и проветривания забоя взрывник должен его осмотреть и в том случае, если все шпуры взорвались, дает сигнал, после чего рабочие возвращаются в забой. При наличии невзорвавшихся зарядов взрывник извещает об этом технический надзор и приступает к ликвидации отказов.

Скважинные заряды обычно инициируют детонирующим шнуром, протянутым по всей длине скважины. Длину забойки принимают равной или несколько больше расчетной л. н. с.

При массовом взрыве целесообразно скважинные заряды присоединять к электровзрывной сети через узел—боевик (пучок отрезков ДШ,

усиленный зарядом из высокобризантного ВВ), который инициируют электродетонатором. При взрывании всю электровзрывную сеть включают к общему рубильнику.

§ 63. Техника безопасности при взрывных работах*

Перед началом взрывных работ устанавливают границы опасной зоны, которые на поверхности отмечают условными знаками на местности. На границах опасной зоны во время взрывных работ выставляют посты охраны этой зоны. Охрану из лиц вахтерской службы или хорошо проинструктированных рабочих организуют так, чтобы все пути, ведущие к месту выполнения взрывных работ (дороги, тропы, подходы, выработки), находились под постоянным наблюдением. Каждый пост, расположенный на дневной поверхности, находится в поле зрения смежных с ним постов.

В подземных выработках перед заряджанием шпуров в местах возможных подступов к забою, где ведут взрывные работы, должны быть выставлены посты охраны.

В выработках с исходящей вентиляционной струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, посты не выставляют. Эти выработки должны быть закреплены досками, на которых вывешивают четкую надпись, запрещающую вход в них. После окончания взрывных работ и полного проветривания выработку открывают и надписи снимают.

При взрывных работах на дневной поверхности обязательно применение в светлое время суток звуковых, а в темное время суток звуковых и световых сигналов. Воспрещается подача сигналов голосом. Звуковые сигналы должны быть хорошо слышны, а световые сигналы хорошо видны на границах опасной зоны.

Звуковые сигналы подает взрывник (мастер-взрывник), а при одновременной работе нескольких взрывников — руководитель взрывных работ (старший взрывник) в следующем порядке:

1. Первый сигнал — п р е д у п р е д и т е л ь н ы й (один продолжительный). Люди, не занятые заряджанием и взрыванием, удаляются за пределы опасной зоны или в безопасное место, заранее указанное лицом, ответственным за ведение взрывных работ, а у мест возможного входа в опасную зону должны быть выставлены посты охраны.

После окончания работ по заряджанию и удалению связанных с этим лиц взрывники монтируют электровзрывную сеть, а также проверяют исправность ее с безопасного места.

2. Второй сигнал — б о е в о й (два продолжительных). По этому сигналу взрывники зажигают ОШ и удаляются в укрытия или за пределы опасной зоны, а при электрическом взрывании — включают ток.

3. Третий сигнал — о т б о й (три коротких). Подается после осмотра места взрыва и означает окончание взрывных работ.

При взрывании камерных, скважинных и котловых зарядов, когда на заряджание требуется длительное время, разрешается не выводить всех не связанных с производством этих работ лиц за пределы опасной

* Вопросы техники безопасности при ведении взрывных работ регламентированы «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и дополнительными инструкциями к ним. В настоящем параграфе изложены лишь основные краткие сведения по этим вопросам.

зоны до начала укладки боевиков в заряды, а при взрывании с помощью ДШ — до начала монтажа взрывной сети при условии нахождения этих лиц в радиусе не менее 50 м от ближайшего заряда и применения только ВВ И группы.

На открытых горных работах радиус опасной зоны 50 м относится только к рабочей площадке того уступа, на котором выполняют заряжание. При этом запрещается ведение каких-либо работ, кроме движения транспорта по установленным трассам, на нижележащем уступе в створе и в 50 м от крайней заряжаемой скважины и на вышележащем уступе, если участки этих работ находятся на расстоянии менее 50 м по горизонтали от заряжаемой скважины.

Допуск рабочих к месту взрыва разрешается лицом технического надзора, ответственным за ведение взрывных работ в данной смене, только после того, как будет установлено совместно с взрывником, что работа в месте взрыва безопасна.

Запрещается обматывание огнепроводным шнуром патронов-боевиков. Запрещается опускание боевиков на огнепроводном шнуре, па проводах ЭД или на детонирующем шнуре. При рассредоточенных зарядах в каждой части заряда может быть помещен только один патрон-боевик. Боевики вводят в заряды осторожно, без толчков. При зарядании запрещается уплотнять боевики, а также проталкивать их даже легкими ударами забойника.

Забойку выполняют с максимальной осторожностью.

Запрещается ведение взрывных работ на поверхности и при проходке стволов шахт с поверхности во время грозы. Если при электро-взрывании цепь смонтирована до наступления грозы, то перед грозой необходимо произвести взрывание или же отсоединить участковые провода от магистральных, концы тщательно изолировать, а людей удалить за пределы опасной зоны.

Взрывники (мастера-взрывники) обязаны во время работы иметь при себе часы.

При обнаружении отказа (или при подозрении на него) неоткрытых работах взрывник немедленно выставляет отличительный знак у невзорвавшегося заряда, а в подземных условиях закрепляет забой выработки и в обоих случаях уведомляет об этом руководителя взрывных работ или заменяющее его лицо сменного технического надзора. Работы, связанные непосредственно с ликвидацией отказов, производят по указанию руководителя взрывных работ, начальника участка или лица сменного надзора.

В местах отказов запрещаются какие-либо работы, не связанные с их ликвидацией.

Если взрывные работы ведет мастер-взрывник, то отказавшие заряды должны быть ликвидированы им немедленно. Если ликвидировать отказ не представилась возможность, мастер-взрывник должен уведомить об этом руководителя взрывных работ или заменяющее его лицо сменного технического надзора, закрепив предварительно забой, где произошел отказ. Отказ ликвидируют по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Если работы по ликвидации отказа могут быть закончены в данной смене, разрешается поручать продолжение их взрывнику (мастеру-взрывнику) очередной смены с соответствующей отметкой в выдаваемой ему наряд-путевке. В этом случае допуск рабочих в забой может быть разрешен начальником той смены, в течение которой ликвидируют отказ.

Каждый отказ и время его ликвидации после окончания смены должны быть записаны в журнал для записи отказов при взрывных работах. Если в отказавшем заряде имелись электродетонаторы и провода их обнаружены, то они должны быть немедленно накоротко замкнуты.

Запрещается разбуривать стаканы вне зависимости от наличия или отсутствия в них остатков ВВ.

Для ликвидации отказавшего наружного заряда можно снять осторожно руками часть забоечного материала, поместить на отказавший заряд новый боевик или зажигательную трубку, восстановить забойку и выполнить взрывание в обычном порядке.

Отказавшие шпуровые заряды разрешается ликвидировать взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см при шпуровых зарядах 50 см — при котловых шпуровых зарядах.

Число вспомогательных шпуров и места заложения намечает технический надзор или мастер-взрывник, причем для определения направления таких шпуров разрешается вынимать из шпура забоечный материал на длину до 20 см от его устья.

В выработках шахт, опасных по газу или пыли, в случае обнаружения проводов ЭД, выходящих из отказавшего, но не обнаженного заряда, л. н. с. которого не уменьшилась, взрывнику (мастеру-взрывнику) разрешается из безопасного места проверить допущенными для этой цели приборами проводимость мостика ЭД и взорвать отказавший заряд в обычном порядке.

На рудниках, не опасных по газу и пыли (кроме угольных шахт) и на открытых работах, где взрывание производили без забойки, отказавшие заряды можно взрывать введением в шпур или скважину дополнительного патрона-боевика.

В забоях, где установлены гидромониторы, допускается ликвидация отказов в шпурах струей воды под наблюдением взрывника (мастера-взрывника) и лица технического надзора. В момент ликвидации отказа в забое не должны находиться люди. Пуск воды для ликвидации отказа производят дистанционно. Непосредственно в выработке должны быть приняты меры по улавливанию электродетонатора из размытого патрона-боевика.

После взрыва заряда, предназначенного для ликвидации отказа, взрывник (мастер-взрывник) обязан тщательно осмотреть взорванную массу и собрать все обнаруженные ВМ отказавшего заряда. Лишь после этого рабочие могут быть допущены к разборке и уборке породы ручным способом с принятием мер предосторожности, пока не будет установлено отсутствие остатков ВМ от отказавшего заряда.

РАЗДЕЛ IV БУРОВЫЕ РАБОТЫ

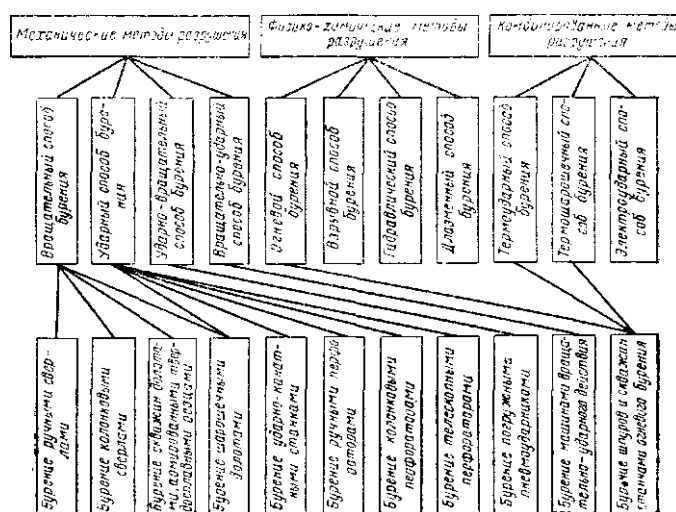
Глава XI/

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О БУРОВЫХ РАБОТАХ

§ 1. Классификация методов разрушения и способов бурения шпуров и скважин

Методы разрушения горных пород при бурении шпуров и скважин можно разделить на три большие группы: механические методы разрушения горных пород; физико-химические методы разрушения и комбинированные методы (табл. IV.1).

Таблица IV. 1



Т а б л и ц а IV.2

Характеристики бурового оборудования и области применения различных способов бурения шпуров и скважин

Способ бурения	Буровое оборудование	Масса, кг	Диаметр шпуров и скважин, мм	Глубина бурения, м	Коэффициент крепости пород f
Для подземных разработок					
Вращательный	Электросверла:				
	ручные	12—24	40—50	1,5—3	До 2
	колонковые	60—140	40—45	2—10	2—6
	Пневматические сверла	10—16	40—45	1,5—3	До 2
	Каретки с электросверлами	2000—6000	40—65	4—6	2—6
	Станки для бурения:				
	резцовыми коронками	200—400	60—80	До 70	6—7
	шарошечными долотами	1000—3000	75—190	До 50	6—20
Вращательно-ударный	Машины вращательно-ударного действия	6000—30000	40—65	До 4	4—12
Ударно-вращательный	Агрегаты с пневмоударниками	150—400	85—160	До 70	8—20
	¹ Перфораторы с псчаписнмим вращением бура	50—400	46—85	До 30	6—20
Ударный	Перфораторы:				
	ручные	18—30	30—55	5	4—20
	телескопные	35—50	40—85	15	4—20
	колонковые	40—75	40—85	25	4—20
Для открытых разработок					
Вращательный	Станки вращательного бурения:				
	резцами	500—15 000	110—160	30	0,5—6
	шарошками	20 000—120 000	160—320	40	6—20
Ударно-вращательный	Станки с пневмоударниками	3000—30000	85—200	30	10—20
	Станки с выносными пневмоударниками	4000—20000	50—125	30	8—20
	Буровые установки с перфораторами с независимым вращением	500—10 000	40—100	30	8—20
Ударный	Буровые установки с перфораторами	500—10 000	40—85	20	6—20
	Станки ударно-канатного бурения	10 000—24 000	150—300	40	6—20
Термический	Станки огневого бурения	10 000—20 000	160—300	18	14—20

При бурении горных пород чаще всего используют механические методы разрушения, которые по характеру работы инструмента в забое и приложению силовых нагрузок подразделяются на четыре способа бурения: вращательный, ударный, ударно-вращательный и вращательно-ударный.

Области применения различных способов бурения, используемых в промышленности, приведены в табл. IV.2.

Для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках выпускают следующие типы буровых станков (ГОСТ 20078—74):

СБР — вращательного бурения резцовыми коронками;

СБУ — ударно-вращательного бурения;

СБШ — вращательного бурения шарошечными долотами;

СБТ — термического бурения.

Области применения станков приведены в табл. IV.3, а нормы типо-размеров — в табл. IV.4.

Т а б л и ц а IV.3

Преимущественные области применения станков
по крепости буримых пород

Обозначения типоразмеров	Степень крепости породы	Коэффициент крепости пород f
СБР-125	Довольно мягкие, средние и довольно крепкие	2—6
СБР-160	То же	2—6
СБУ-100	Довольно крепкие и очень крепкие абразивные	8—16
СБУ-125	Крепкие и очень крепкие абразивные	8—16
СБУ-100	Крепкие, очень крепкие и в высшей степени крепкие абразивные	8—18
СБУ-200	То же	8—18
СБШ-160	Довольно крепкие и крепкие	6—10
СБШ-200	То же	6—12
СБШ-250	Довольно крепкие, крепкие и очень крепкие	8—14
СБШ-320	Крепкие, очень крепкие и в высшей степени крепкие абразивные	10—18
СБШ-400	То же	10—18
СБТ-250	Очень крепкие и в высшей степени крепкие термобуриемые	14 и выше

Показатели	СВЯШ-100			
	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ
Энергия удара пневмоударника, кгс·м (не менее)	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ
Частота ударов пневмоударника, уд/мин (не менее)	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ
Интенсивность теплового потока, кВт	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ
Масса **, т (не более)	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ	001-лаэ

* Для станков, предназначенных только для бурения скважин (для станков типа СВШ при бурении только вертикальных скважин) масса указана для минимальной глубины бурения без учета массы рабочей жидкости гидросистемы.

§ 2. Твердые сплавы для буровых работ

Для армирования резцов, коронок и буровых долот используются твердые сплавы. Характеристики твердых сплавов приведены в табл. IV.5, области применения металлокерамических сплавов — в табл. IV.6, размеры пластин — в табл. IV.7 (рис. IV.1).

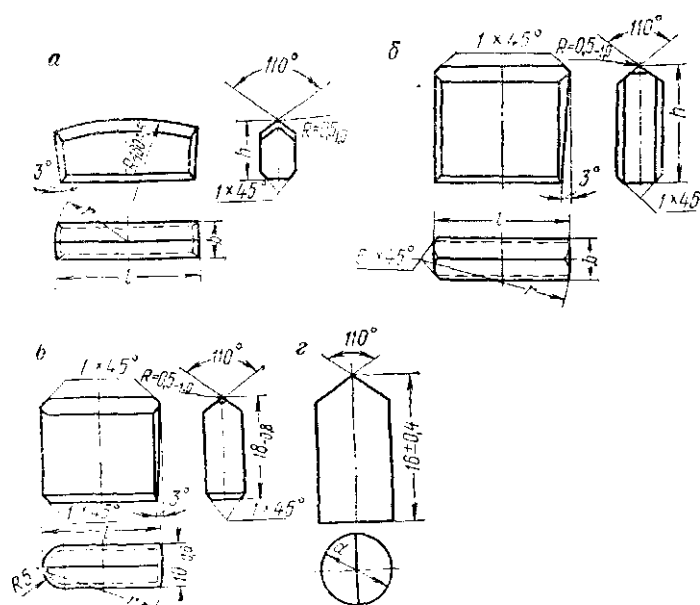


Рис. IV.1. Формы пластин твердого сплава:
а — I1; б — I1i; в — I13; г — I1H

Т а б л и ц а IV.5

Химический состав и физико-механические свойства
твердых сплавов
(ГОСТ 3882—74)

Группа	Марка	Содержание основ- ных компонентов в смеси порошков,			Физико-механические свойства		
		карбид вольфрама	карбид титана	г-с α JJ	г-с α JJ	г-с α JJ	г-с α JJ
Воль- фрамо- вая	ВКЗ	97	—	3	110	15,0—15,3	89,5
	ВКЗ-М	97	—	3	110	15,0—15,3	91,0
	ВК4	96	—	4	140	14,9—15,2	89,5
	ВК4-В	96	—	4	140	14,9—15,2	88,0
	ВК6	94	—	6	150	14,6—15,0	88,5
	ВК6-М	94	—	6	135	14,8—15,1	90,0
	ВК6-ОМ	92	—	6	120	14,7—15,0	90,5
	ВК6-В	94	—	6	155	14,6—15,0	87,5
	ВК8	92	—	8	160	14,4—14,8	87,5
	ВК8-В	92	—	8	175	14,4—14,8	86,5
	ВК8-ВК	92	—	8	175	14,5—14,8	87,5
	ВК10	90	—	10	165	14,2—14,6	87,0
	ВК10-М	90	—	10	150	14,3—14,6	88,0
	ВК10-ОМ	88	—	10	140	14,3—14,6	88,5
	ВК10-ОМ	90	—	10	175	14,2—14,6	85,0
	ВК10-В	89	—	11	180	14,1—14,4	86,0
	ВК10-ВК	89	—	11	180	14,1—14,4	87,0
	ВК15	85	—	15	180	13,9—14,1	86,0
	ВК20	80	—	20	195	13,4—13,7	84,0
	ВКМ-КС	80	—	20	205	13,4—13,7	82,0
Титано- вольфра- мовая	ВК20К	80	—	20	155	13,4—13,7	79,0
	ВК25	75	—	25	200	12,9—13,2	82,0
	T30K4	66	30	4	95	9,5—9,8	92,0
	Ti5K6	79	15	6	115	11,1—11,6	90,0
	Ti4K8	78	14	8	125	11,2—11,6	89,5
Титано- гайталс- вольфра- мовая	T5K10	85	6	9	140	12,4—13,1	88,5
	T5K12	83	5	12	165	13,1—13,5	87,0
	TT7K12	81	4	3	165	13,0—13,3	87,0
	TT&KG	84	8	2	125	12,8—13,3	90,5
	TT10K8-В	82	3	7	145	13,5—13,8	89,0
	TT20K9	71	8	12	130	12,0—13,0	89,0

Примечания. 1. Предел прочности при поперечном изгибе определяют на нешлифованных образцах. 2. Содержание основных компонентов указано для приготовления смеси порошков.

Область применения твердых сплавов

Применение

Вращательное бурение геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных шпуров и скважин в монолитных и абразивных горных породах с f до 3

Ударно-поворотное бурение шпуров в горных породах с $f = 8$. Зарубка крепких каменных углей с незначительным включением твердых пород

Бурение электро- и пневмосверлами углей, антрацитов, неокварцованных сланцев, калийных и каменных солей; бурение ручными и колонковыми электросверлами горных пород с f до 8. Армирование шарошечных долот

Вращательное бурение геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных шпуров и скважин в трещиноватых абразивных горных породах с f до 8. Распиловка мрамора и известняка, а также в камнерезных машинах

Шарошечное бурение геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных скважин в крепких и очень крепких абразивных горных породах с f до 18

Ударно-поворотное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение шпуров и скважин в крепких горных породах с f до 14. Зарубка крепких каменных углей с включением твердых пород

Обработка гранитов и подобных по крепости горных пород.

Шарошечное бурение геологоразведочных, эксплуатационных и взрывных шпуров и скважин в вязких, средней твердости и твердых абразивных горных породах с f до 10

Ударно-поворотное, ударно-вращательное, вращательно-ударное бурение шпуров и скважин в очень крепких и абразивных горных породах с f до 18

Ударно-поворотное, ударно-вращательное бурение шпуров и скважин в высшей степени крепких горных породах с f до 20. Обработка гранита и других горных пород при работе пневматическими молотками

Т а б л и ц а IV.7

Изделия из металлокерамических твердых сплавов для горного инструмента
(ГОСТ 880—67)

Форма пластины

изде- лия	Г11								Г12							
	Номинальные размеры, мм				ориентировочная масса изделий, г			Номер изде- лия	номинальные размеры, мм *2					ориентировочная масса изделий, г		
	<i>l</i>	<i>h</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	ВК15	ВК8В	В К6 В		<i>l</i>	<i>h</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>C</i>	ВК15	ВК8В	ВК6В
Г1101	28	16	8	14	43,5	45,7	46,3	Г1201	12	16	8	16	1	18,5	19,4	19,7
Г1102	32	16	8	16	50,9	53,5	54,2	Г1202	13	16	8	16	1	20,2	21,2	21,5
Г1103	3С	16	8	18	56,9	59,8	С0,6	Г1203	14	16	10	20	1	26,6	27,9	28,3
Г1104	36	16	10	18	70,1	73,6	74,6	Г1204	15	16	8	18	1	23,4	24,6	24,9
Г1105	40	16	8	20	58,7	61,6	62,5	Г1205	16	18	10	20	1	29,0	30,5	30,9
Г1106	40	18	10	20	82,5	86,6	87,7	Г1206	16	18	10	20	1	34,8	36,5	37,0
Г1107	43	18	10	21,5	89,1	93,5	94,8	Г1207	17	18	8	20	1	30,3	31,8	32,2
Г1108	46	18	10	23	97,3	102,1	103,5	Г1208	18	18	10	21	1,5	39,4	41,3	41,9
Г1109	49	18	10	24,5	103,5	108,6	110,2									
Г1110	52	18	10	26	106,3	111,6	113,1									

Продолжение табл. IV.7

Форма пластины

Г.имср изделия	Г13				Г1номер изд-ия	Г14	
	номинальные размеры, мм *3		ориентировочная масса изделия, г			поминальные мм *4	ориентиро- вочная из сплава В К 15, г
	<i>l</i>	<i>c</i>	В К15	ВК8В			
Г1301	28	52	54,0	57,5	Г1401	8	10
Г1302	32	78	63,3	67,3	Г1402	10	15
Г1303	49	78	102,0	108,5	Г1403	12	22

-0.0: +1. мм.
—0.8: - 0.0: +1; -0.3 мм.
— 0.0 мм

сл
сл

Глава XVI

ВРАЩАТЕЛЬНОЕ БУРЕНИЕ ШПУРОВ

§ 3. Принцип действия машин вращательного бурения

При вращательном бурении разрушение породы на забое скважины происходит за счет движения инструмента, имеющего форму резца, по винтовой линии. Такое движение является результатом сочетания вращательного и поступательного движений. Вращательно-поступательное движение инструмента на забое шпура или скважины осуществляется за счет приложения к буровому инструменту большого крутящего момента и больших осевых усилий. Величина забойной дощкости от вращателя N_B у машин вращательного бурения зависит от соотношения крутящего момента M , а последний в свою очередь зависит от осевого усилия P , т. е. для вращательного бурения справедливо соотношение

$$L'_B = [M(P)].$$

Бурильные машины вращательного действия имеют примерно одинаковую принципиальную схему и состоят из двигателя (электрического, пневматического или гидравлического) с редуктором и шпинделя, в патроне которого крепится хвостовик штанги с резцом.

Производительность вращательного бурения шпуров зависит от крепости буримых пород. В зависимости от крепости пород выбирают режим работы бурильных машин, т. е. скорость вращения шпинделя, величину осевого давления, а также интенсивность очистки забоя от бурового шлама. Пределы изменения режимов бурения при вращательном бурении шпуров приведены в табл. IV.8.

Т а б л и ц а IV.8
Влияние крепости буримых пород на пределы изменения режимов вращательного бурения

Порода	Е-е-о	1	i	Си
	с. - ж		с.	
	г. и j	=	о	
	З е ~		к	
	I K	u	^	
			u	
Каменный уголь и антрацит . . .	5-2	600—1500	40—120	200—600
Глинистый сланец . . .	3—4	600—400	150—450	200—150
Песчаник средней крепости . . .	0	450—300	600—800	100
Крепкий песчаник	8—10	350—200	900—1100	30—50

§ 4. Техническая характеристика машин вращательного бурения

Ручные электросверла предназначены для бурения шпуров диаметром до 50 мм по углям всех категорий крепости и мягким породам в шахтах, включая шахты, опасные по газу или пыли (табл. IV.9 и IV. 10). Электросверла ЭР14Д-2М и ЭР18Д-2М различаются между собой мощностью электродвигателя и частотой вращения шпинделя. Электросверло ЭРП18Д-2М отличается от них наличием канатного податчика для принудительной подачи сверла па забой. Редуктор у электросверл ЭР14Д-2М и ЭР18Д-2М одноступенчатый, а у электросверла ЭРП18Д-2М — двухступенчатый.

Т а б л и ц а IV.9

Основные параметры сверл
(ГОСТ 14805—69)

С- 5 Е Н	га л § о н S и га и ч Е = Е 5	О 1 я П 2 2 -L	Д а С О и h E 5° к 1 Г	и Si 5S K-Я i s -s z: E = o E	С а ч u E h a 5 - 1 1	Е я Н и о S - C. o Q Q s a s 3 e £ E = O	Т оЗ чЗ е± 5 " ^ = S s
ЭР:	1,0		960, 750	Не регла-	Не регла-		15
и	1,2		960, 750, 600	менти-	ламен-		16,5
э м ;	1,6	127	960, 750	охотс-	тируется	15	19
	1,2		(300! 600	70, 110	250		(24), 22
	1,6		600	70, 110			24,5

Электросверло СЭР-1СМ (табл. IV. 10) предназначено для бурения шпуров по VIю и мягкой породе в очистных и подготовительных выработках угольных шахт на пластах пологого и наклонного падения.

Электросверло СЭР-19М (рис. IV.2) состоит из электродвигателя, редуктора и кабельного ввода. Статор электродвигателя запрессован в изолированный ребристый корпус. Ротор вращается на двух радиальных шаркоаодшшшиках. На конце вала ротора закреплен осевой вентилятор. Вентилятор закрыт специальным колпачком. Выключатель смонтирован в камере корпуса. Редуктор электросверла одноступенчатый. Электросверло получает питание от пускового агрегата АП-3ДМ, который соединяется со сверлом через реверсивную муфту АПР-6.4. Управление электросверлом дистанционное. Оно осуществляется по искробезопасной схеме пятижильным кабелем ИПРБ5Х 4. Пусковой агрегат ЛД-3.5М имеет промежуточное реле, настроенное на ток диода Д226Г, который помещается в камере выключателя электросверла. В случае замыкания жил цепи управления реле агрегата не сработает и предохранит от самовключения электродвигатель электросверла.

Т а б л и ц а IV.10

Техническая характеристика ручных электросверл

	Электросверла			
	ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ	ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ	ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ	ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ ЭЭ
Диаметр шпуров, мм	43	43	43	До 50
Глубина бурения, м	3	3	4	3
Частота вращения шпинделя, об/мин	860	640	300	600, 750, 900
Номинальный вращающий момент шпинделя, кгс-см	106	199	400	140, 110, 90
Скорость подачи шпинделя, мм/мин			600	
Усилие подачи, кгс	—	—	300	—
Номинальная мощность на шпинделе, кВт	1,0	1,4	1,4	1,2
Номинальное напряжение, В	127	127	127	127
Частота, Гц	50	50	50	50
Исполнение	Взрывобезопасное			
Управление сверлами	Дистанционное по искробезопасной схеме			
Основные размеры, мм:				
длина	380	395	460	350
ширина	316	316	316	318
высота	248	248	248	300
Масса, кг	16	17	24	16,5
Цена, руб	66	70	122	34,5
Завод-изготовитель	Томский электромеханический им. В. В. Вахрушева		Конотопский электромеханический «Красный металлист»	

Для бурения более крепких углей и пород применяют электросверло типа ЭРГ118Д-2М с принудительной подачей с помощью стального каната (рис. IV.3). Конец каната крепится крюком к легкой распорной колонке, устанавливаемой у забоя.

Отбор мощности на подачу в электросверле производится зубчатой парой с последующей передачей на барабан при помощи червячной пары. На валу червяка помещается многодисковая муфта с ганкой, которой регулируется усилие нажатия пружины на диски. На валу барабана располагаются с одной стороны червячное колесо, с другой — зубчатая муфта, предназначенная для включения и выключения барабана.

Промышленность выпускает ручные электросверла СВЧ-2 с двигателем повышенной частоты. Сверло предназначено для бурения шпуров по углю и мягкой породе при очистной выемке и проведении подготовительных выработок.

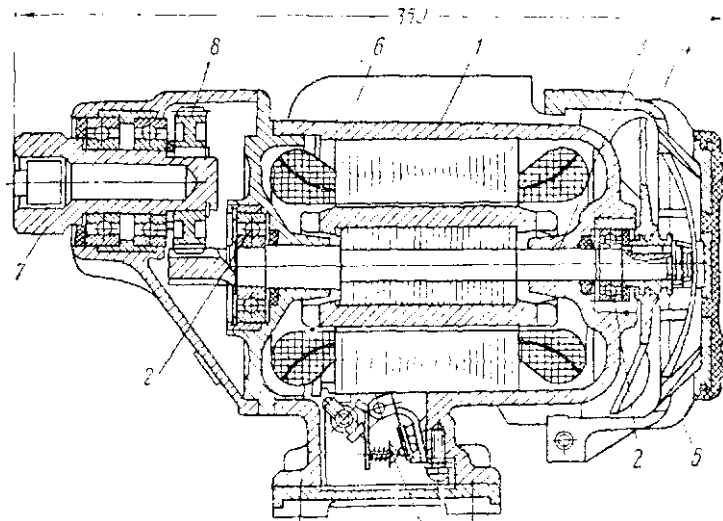


Рис. IV.2. Ручное сверло СЭР-19М:

1 — электродвигатель; 2 — подшипники; 3 — ротор; 4 — планетарный редуктор; 5 — муфта; 6 — корпус с рукоятками; 7 — шпиндель; 8 — шестерни редуктора; 9 — выключатель

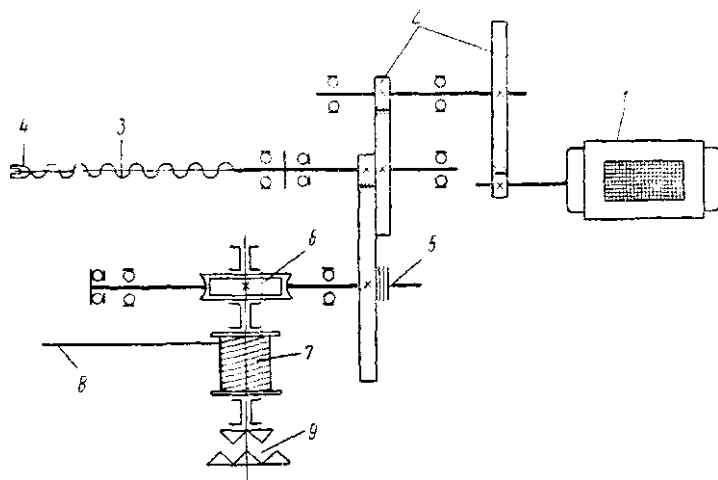


Рис. IV.3. Схема устройства электросверла ЭРП18Д-2М с принудительной подачей:

1 — электродвигатель; 2 — шестерни редуктора; 3 — питающая штанга; 4 — резец; 5 — многодисковая муфта; 6 — червячная передача; 7 — барабан; 8 — канат; 9 — зубчатая муфта

Техническая характеристика электросверла СВЧ-2

Диаметр шпура, мм	40—42
Частота вращения шпинделя, об/мин	920
Получасовая мощность электродвигателя, кВт	1
Напряжение тока, В	127
Основные размеры, мм:	
длина	322
ширина	314
высота	235
Масса, кг	12
Завод-изготовитель	Конотопский электромеханический «Красный металлист»

Ручные пневмосверла применяют в шахтах, опасных по газу или пыли (табл. IV. 11), для бурения шпуров в углях и породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова до $f = 4$. С применением пневмоподдержки сверло СРЗБ может быть использовано для бурения шпуров в породах с f до 6.

Т а б л и ц а IV. 11

Техническая характеристика ручных пневмосверл

Показатели	Сверло		
	СРЗ	СРЗМ	СРЗБ
Диаметр шпура, мм	36—50	36—50	36—50
Глубина бурения, м	До 3	До 3	До 3
Номинальное давление сжатого воздуха, кгс/см ²	5	5	5
Крутящий момент на шпинделе, кгс-см	688	688	358
Эффективная мощность, л. с.	3,5	3,5	3,5
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	3,5	3,5	3,5
Частота вращения шпинделя под нагрузкой, об/мин	365	365	700
Диаметр воздухоподающего рукава, мм	18	18	18
Основные размеры, мм:			
длина	345	345	325
ширина	445	445	445
высота	280	280	280
Масса промывочного устройства, кг	—	2,3	2,3
Масса сверла, кг	13,5	13,5	12,5
Цена, руб	50,0	53,0	63,0

Пневмосверла могут также быть использованы и для бурения дегазационных скважин.

Пневмосверло (рис. IV.4) состоит из корпуса 1, пневматического ротационного двигателя 2, редуктора 3, пускового устройства 4 и глушителя шума 5.

Редуктор состоит из шпинделя, установленного в корпусе на конических роликовых подшипниках, двух промежуточных шестерен, венцовой шестерни и патрона 6. Сверла снабжаются муфтой с боковой промывкой 7 при необходимости бурения с интенсивным удаленном шлама.

Редукторы сверл СРЗ и СРЗМ имеют двухступенчатую планетарную передачу с передаточным числом 10,2 а редуктор сверла СРЗБ имеет одноступенчатую передачу с передаточным числом 5,4.

В крышке корпуса расположена масляная камера. Сверла СРЗМ и СРЗБ имеют промывочное устройство, состоящее из муфты боковой промывки и специального переходника.

Колонковые электросверла применяют для бурения шпуров и скважин в углях и породах с f до 12. Колонковые электросверла при бурении устанавливают на колонках или манипуляторах (табл. IV. 12).

Т а б л и ц а IV.12

Сверла горные колонковые электрические
(ГОСТ 14829—09)

Нормы по типоразмерам

Показателя

Номинальная мощность на штанге, кВт (не менее)	2,5	4,0
Номинальное напряжение, В	380,660	380. 600
Номинальная частота вращения штанги, об/мин	100—400	! 50—500
Номинальная подача штанги за один оборот, мм	0,5—5,0	0.5—5,0
Наибольшее усилие подачи штанги, кгс	1500	2000
Максимальный ход штанги, м (не менее)	2,2 (0,85)	2,2
Скорость обратного хода штанги, м,м/к (не менее)	5	0
Масса, кг (не более) —	132	100

Техническая характеристика колонковых сверл приведена в табл. IV. 13.

Колонковые электросверла выпускают с гидравлической подачей, которая обеспечивает плавное регулируемое осевое усилие на забой и независимое вращение бура.

Дифференциально-винтовая подача является? зависимой. При таком устройстве шпинделя его подача определяется шагом винта, на величину которого перемещается винт за каждый оборот. Дифференциально-винтовая подача не позволяет регулировать осевое давление на забой шпура и определяется реакцией забоя. При встрече пропластков крепких пород давление на забой может возрасти до опасной величины. Для защиты механизмов сверла от перегрузок его привод имеет фрикционную муфту, диски муфты проскальзывают при возрастании осевого Давления.

Т а б л и ц а IV. 13

Техническая характеристика колонковых электросверл

Показатели	Колонковые электросверла						
	ЭБК-2В	ЭДШ-2	ЭДП-20	ЭБК-5	ЭБГ	ЭБГП-1	СЭК-1
Часовая мощность двигателя, кВт	3,4	2,8	2,0	2,8 и 3,6	3,0	3,5	4,8 и 3,6
Напряжение, В	—	—	380	127	060/380	660/380	380/600
Сила тока, А	—	—	4,2	27,5 и 26	3,6 и 6,2	—	5,0/5,3
Частота вращения вала двигателя, об/мин	2800	—	2780	3000 и 1500	2850	—	1400 и 2900
Частота вращения шпинделя, об/мин:							
при выпуске с завода	123	180; 380	300; 600	305; 152	170; 340	170; 345	152; 305
при смене шестерен редуктора	123; 169; 196; 270; 297; 408	—	—	120/60; 160/80; 205/102; 280/140; 420/210	—	—	102; 205
Крутящий момент на шпинделе, Н·с-см	—	—	532; 211	1295; 1280	—	—	—
Способ подачи шпинделя	Дифференциально-винтовой			Гидравлический		Дифференциально-винтовой	
Скорость подачи шпинделя вперед, м/мин	0,1; 0,2; 0,36; 0,16; 0,32; 0,49	До 1	0,6 и 1,	0,88— 2,88	До 2	1,4	1,86—2,88
Скорость подачи шпинделя при обратном ходе, м/мин					До 5	До 5	
Максимальное усилие подачи, кгс	1000	1000	600	1500	1600	1500	1500
Максимальный ход шпинделя, мм	895		2000	890	900	2200	850
Управление двигателем	Ручное			Дистанционное			
Диаметр резца, мм	40	40	43	36—50	40 - 43	36—43	43
Основные размеры, мм:							
длина	1400	2500	3000	1345	1245	1680	1640
ширина	400	400	300	407	400	400	445
высота	400	400	700	360	370	400	415
Масса сверла, кг	120	250	88	ПО	110	130	115
Масса распорной колонки, кг				55,8	55,8		
Завод-изготовитель	Томский электро-механический им. В. В. Вахрушева			Копотонский электро-механический «Красный металлост»			
Цена, руб.				1	1	44,0	

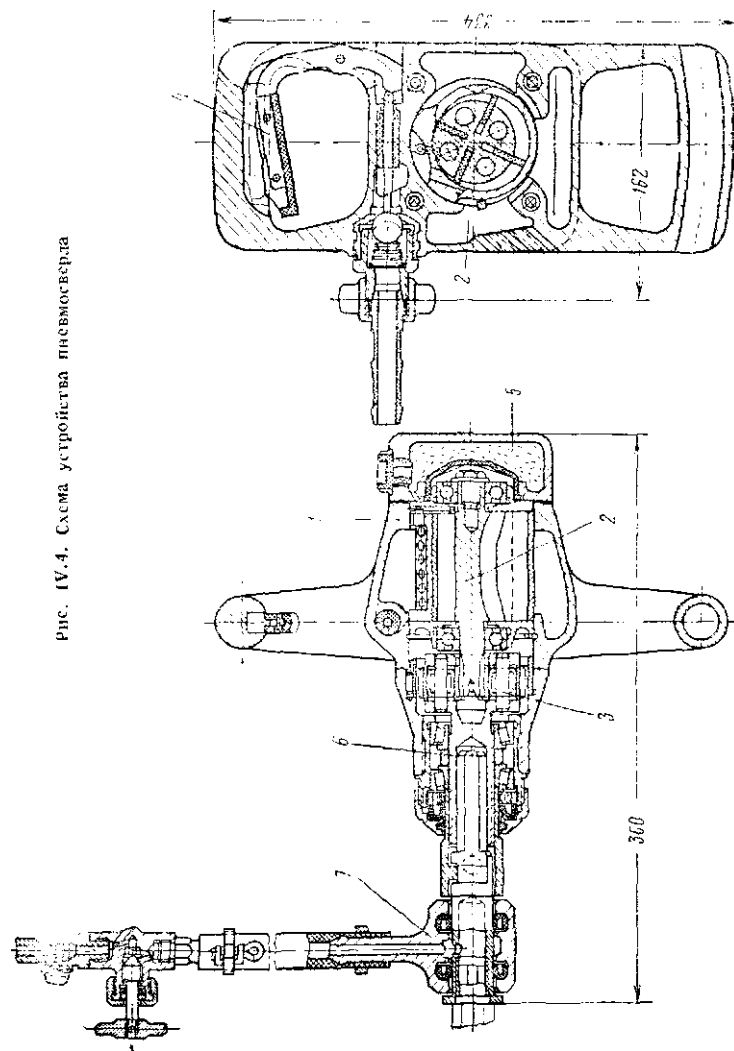


Рис. IV.4. Схема устройства пневмосверла

Колонковые сверла с дифференциальной подачей сейчас вытесняются сверлами с гидравлической подачей.

Сверло колонковое электрогидравлическое ЭБГП-1 (рис. IV.5) состоит из электродвигателя, двухскоростного редуктора, гидропривода, траверсы со шпинделем и двух цилиндров подачи. Электродвигатель трехфазный асинхронный с короткозамкнутым ротором. Гидропривод обеспечивает поступательное движение шпинделя и создание осевого усилия на буровой штанге.

Траверса позволяет осуществлять перехват штанги, благодаря чему можно бурить шнуры на их полную глубину одной штангой. При наращивании штанг бурятся скважины.

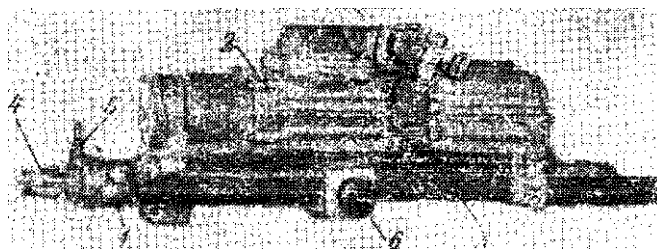


Рис. IV.5. Электрогидравлическое сверло ЭБГП-1:
1 — траверса; 2 — электродвигатель; 3 — гидроцилиндр; 4 — патрон; 5 — промывочное устройство; 0 — цапфы

Электросверло присоединяется к источнику электроэнергии посредством шестипровольного кабеля марки ГРШСН 3Х4 ~ 3Х2,5 мм².

Схема устройства колонкового электросверла с гидравлической подачей показана на рис. IV.6.

Двигатель 1 имеет два выходных вала, один конец выходного вала приводит в действие механизм вращения, второй — гидронасос. Крутящий момент с первого выходного вала передается через шестерни 2—3—4—5 блоку шестерен 6—7. Посредством рукоятки 8 блок можно установить против шестерни 9 или 10. От них крутящий момент через шестерни 11 и 12 передается шпинделю 13. Система передач дает возможность иметь на шпинделе разную частоту вращения (170 и 315 об/мин). Шпиндель полый, внутри его проходит буровая штанга 14, заканчивающаяся резцом 15. Направляющая втулка шестерни 12 имеет две шпонки, входящие в продольные пазы шпинделя. Шпиндель имеет вертлюг 16 для подачи через шланг промывочной жидкости.

Шестернями 17 и 18 крутящий момент подается гидронасосу 19. Масло в гидронасос поступает через фильтр 20 и обратный клапан 21. От насоса масло под давлением поступает в золотник управления 22. Золотник имеет рукоятку 23, вращением которой регулируют нажатие пружины плунжерного клапана, что позволяет менять давление в нагпе-

тательной системе и менять величину осевого усилия па резце. Перемещающую рукоятку 23 вдоль ее оси, управляют подачей масла в гидроцилиндры 24. Штоки гидроцилиндров 25 скреплены с траверсой 26, последняя перемещает шпindel и штангу к забою скважины или в обратном направлении. Гидросистема бура работает при давлении масла 08—70 кгс/см². Траверса имеет патрон 27, который зажимает шпindel, вращающий штангу во время подачи па забой при бурении, и освобождает штангу при обратном ходе шпинделя.

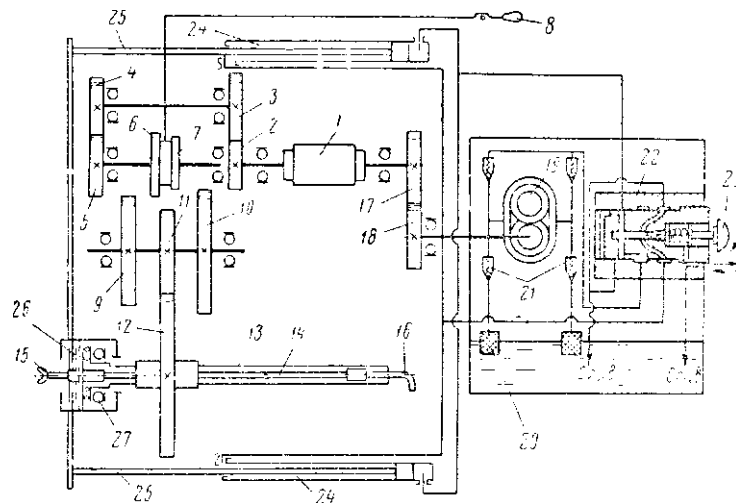


Рис. IV.6. Схема устройства колонкового электросверла с гидравлической подачей

В промышленности еще работают электросверла с дифференциально-винтовой подачей типа СЭК-1. Сверло состоит из электродвигателя с редуктором, механизма подачи, шпинделя, механизма управления, осевого промывочного устройства с автоматическим пуском воды при бурении и отключением ее при окончании бурения. Все механизмы сверла размещены в алюминиевом корпусе. Шпиндель подается в сторону забоя на 1,80 мм за один оборот бура. При замене шестерен редуктора величина подачи за один оборот может быть 0,88 мм.

Управление электродвигателем — дистанционное, но шестнжильной искробезопасной схеме, возможно местное управление с помощью пускателя ПРШ-1.

§ 5. Распорные колонки и манипуляторы

Для облегчения труда бурильщиков применяют распорные колонки (табл. IV.14).

Недостатком распорных колонок являются большие затраты времени на установку и перемещение коленки. Этот недостаток в некоторой степени устраняется при использовании съемных манипуляторов, мон-

Т а б л и ц а IV. 14

Техническая характеристика распорных колонок

Показатели	Распорные колонки			
	КЭБ-2	КЭБ-3	КЭР-1	КЭР-2
Максимальное осевое усилие, кгс	—	—	300	300
Величина подачи сверла, мм	—	—	2000	2500
Распорная длина колонки, мм:				
максимальная	2400	3200	2500	2070
минимальная	1464	2330	3015	1270
Масса, кг	35	55,8	42	40

тируемых на породопогрузочных машинах. Кузнецким филиалом Гипроуглемаша создан съемный манипулятор МБИ-5у.

Техническая характеристика манипулятора МБИ-5у

Наибольшая высота бурения от почвы, м	3000
Наименьшая высота бурения от почвы, мм	100
Наибольшая ширина бурения одним манипулятором, мм	2500
Наибольшая ширина бурения двумя манипуляторами, мм	5000
Обуриваемая площадь забоя, м ²	14,5
Основные размеры, мм:	
длина стрелы	1600
высота стрелы	990
Число манипуляторов на одной погрузочной машине	2 или 4
Тип колонкового сверла	ЭБК или ЭБГП
Масса одного манипулятора без буровой машины, кг	143—156
Масса съемных узлов манипулятора, кг:	
подъемный механизм с хомутом	37,7
стрела без вилки	23,7
вертлюг для электросверла	26,2
Завод-изготовитель	Александровский машиностроительный им. К. Е. Ворошилова

Недостатком манипулятора МБИ-5у является недостаточная жесткость и низкий уровень технологичности работы, что требует много времени на навеску и снятие манипулятора и перемещение его по вертикали. Указанные недостатки устранены в несъемном манипуляторе МН-2, созданном ВНИИОМШСо.ч.

Техническая характеристика манипулятора МН-2

Ширина забоя, обурываемого с одной установки двумя манипуляторами, мм.	5300
Минимальная ширина выработки в проходке в месте складывания стрелы манипулятора, мм.	3500
Высота обурываемого забоя, мм.	3250
Длина стрелы, мм.	2000 и 2300
Скорость подъема стрелы, м/мин.	2,5
Воспринимаемое усилие подачи, кгс.	До 1500
Число манипуляторов, монтируемых на одной породопогрузочной машине ППН-4э.	2
Электродвигатель.	ВАО-Ф2
Мощность электродвигателя, кВт.	0,1
Напряжение, В.	380 и 660
Масса, кг.	370
Завод-изготовитель.	Александровский машиностроительный им. К. Е. Ворошилова

Установочным оборудованием для сверл ЭБГП-1 и СЭК-1 являются раздвижная колонка КЭБ-5 и манипулятор МН-2.

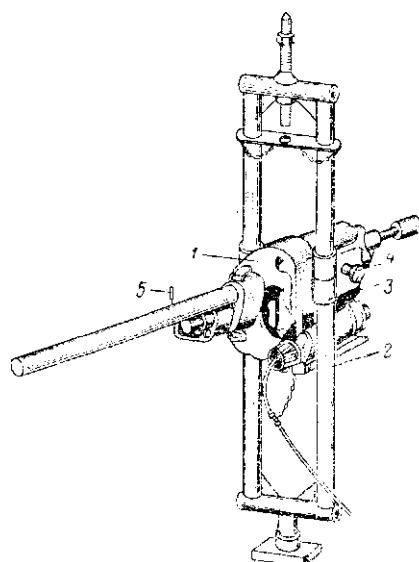


Рис. IV.7. Общий вид колонки КЭБ-5 с электро-сверлом СЭК-1:
1 — сверло СЭК-1; 2 — колонка; 3 — кронштейн; 4 — цапфа; 5 — рукоятка управления

Колонка КЭБ-5 (рис. IV.7) выполнена в виде трубчатой раздвижной рамы. Раскрепление колонки в выработке осуществляется распорным винтом. Клепелке сверла производится подвижными хомутами.

Техническая характеристика колонки КЭБ-5

Высота выработки для установки колонки, км:	
максимальная	3000
минимальная	2000
Максимальная поперечная нагрузка, кгс	2200
Основные размеры, мм:	
длина	440
ширина	220
высота	2000—3000
Масса, кг	65
Цепа, руб.	26,5

§ 6. Буровые каретки с электросверлами

Для бурения шпуров электросверлами промышленностью выпускаются каретки, которые позволяют механизировать основные операции. Типоразмеры кареток определяют по данным табл. IV. 15.

Т а б л и ц а IV. 15

Типоразмеры буровых кареток

Параметры	Буровые каретки			
	для подготовительных выработок шахт и рудников		для тоннелей и камер	
	I	II	III	IV
Высота бурения при расположении бурильной машины параллельно почве выработки, м (не менее)	2,5	4,0	7,1	11,2
Ширина бурения с одной позиции, м (не менее) . .	3,55	5,0	4,1	8,0
Число бурильных машин 1 - 2		2—3	2 или 4	4
Тип ходовой части	Колесно-рельсовый, пневмоколесный, гусеничный		Пневмоколесный, гусеничный	

Каретки состоят из бурильной машины, автоподатчиков, манипуляторов, пульта управления и ходовой части. Буровые каретки с электросверлами предназначены для бурения шпуров в породах с f до 8 в горизонтальных выработках высотой до 4,5 м.

Заводами выпускаются каретки КБМ-3, БУЭ-1, БУЭ-2 и ТБЭ-1 (табл. IV. 16).

Каретки ТБЭ-1 оборудованы токоприемным устройством, при помощи которого она может передвигаться по выработкам, где имеется троллейный провод. В призабойной зоне каретка питается кабелем от сети переменного тока.

Буровая каретка КБМ-3 (рис. IV.8) состоит из двух бурильных машин вращательного действия, левого и правого манипуляторов радиального типа, левого и правого гидравлических пультов управления и ходовой части. Для подачи бурильных машин используются спаренные гидроцилиндры.

Т а б л и ц а IV.14

Техническая характеристика буровых кареток
с электросверлами

Показатели	Буровые каретки			
	К Б М - 3	Б У Э - 1	Б У Э - 2	Т Б Э - 1
Диаметр шпура, мм . . .	42	42	42	42
Диаметр скважины при выбуривании угля, мм	—	До 400	До 400	—
Величина подачи, мм . . .	2400	3000	3000	3000
Число бурильных машин	2	1	2	2
Частота вращения шпин- деля, об/мин	342	151; 317; 731	151; 317; 731	345
Наибольшая высота бу- рения, м	2,59	3,4	4,1	5,0
Ширина обуриваемого забоя, м	3,9	3,6	5,0	4,6
Усилие подачи, кгс (не более)	2380	1700	1700	1540
Мощность электродви- гателя вращателя, кВт	7,0	7,5	7,5	7,5
Установленная мощ- ность, кВт	15	18	30	33,5
Скорость подачи, м/мин (не более)	1,5	8	8	—
Скорость обратного хода податчика, м/мин . . .	До 9,0	17	17	—
Скорость передвиже- ния, км/ч	Несамоход- ная па ко- лесно-рель- совом ходу 600; 900	1,5	1,8	6,35
Ширина колеи, мм . . .	600; 900	600; 750; 900	600; 750; 900	750
Напряжение перемен- ного тока, В	380	380 или 660	360 или 660	380
Основные размеры, мм:				
длина	5800	8200	7500	6330
ширина	1310	850—1150	1300	1400
высота	1850	1250	1600	1600
Масса, т	3,78	5,2	9,3	6,37
Цена, тыс. руб	9,1	19,0	15,6	—
Завод-изготовитель . . .	Кузнецкий машино- строитель- ный	Новочеркасский машиностроитель- ный им. А. А. Никольского	Кузнец- кий ма- шино- строи- тельный	

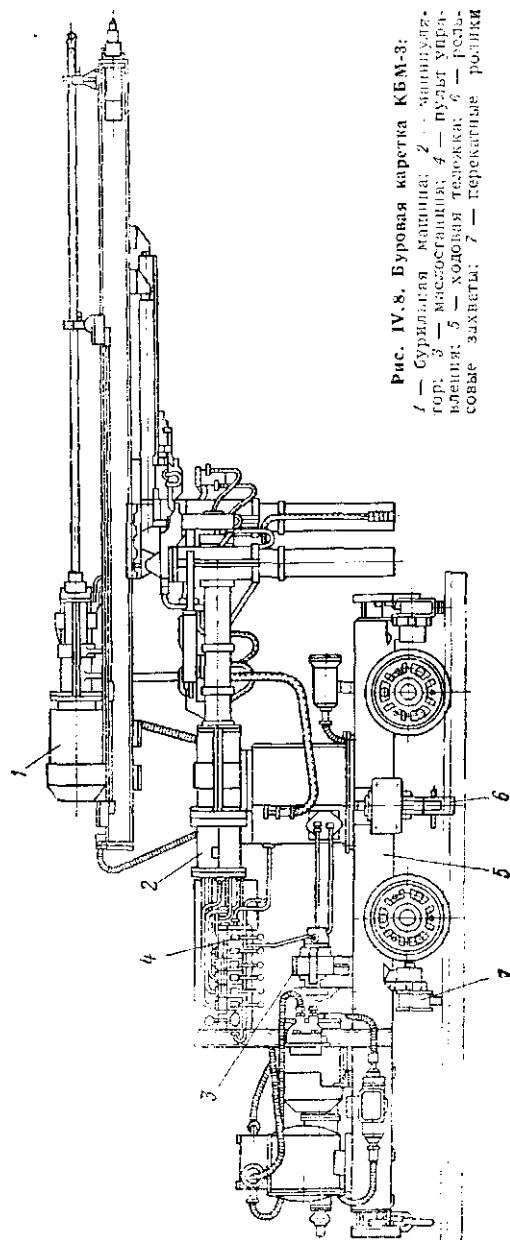


Рис. IV.8. Буровая каретка КБМ-3:
 1 — Сувальная машина; 2 — цепная передача;
 3 — червяк; 4 — корпус червяка; 5 — корпус червяка;
 6 — ролики; 7 — ролики.

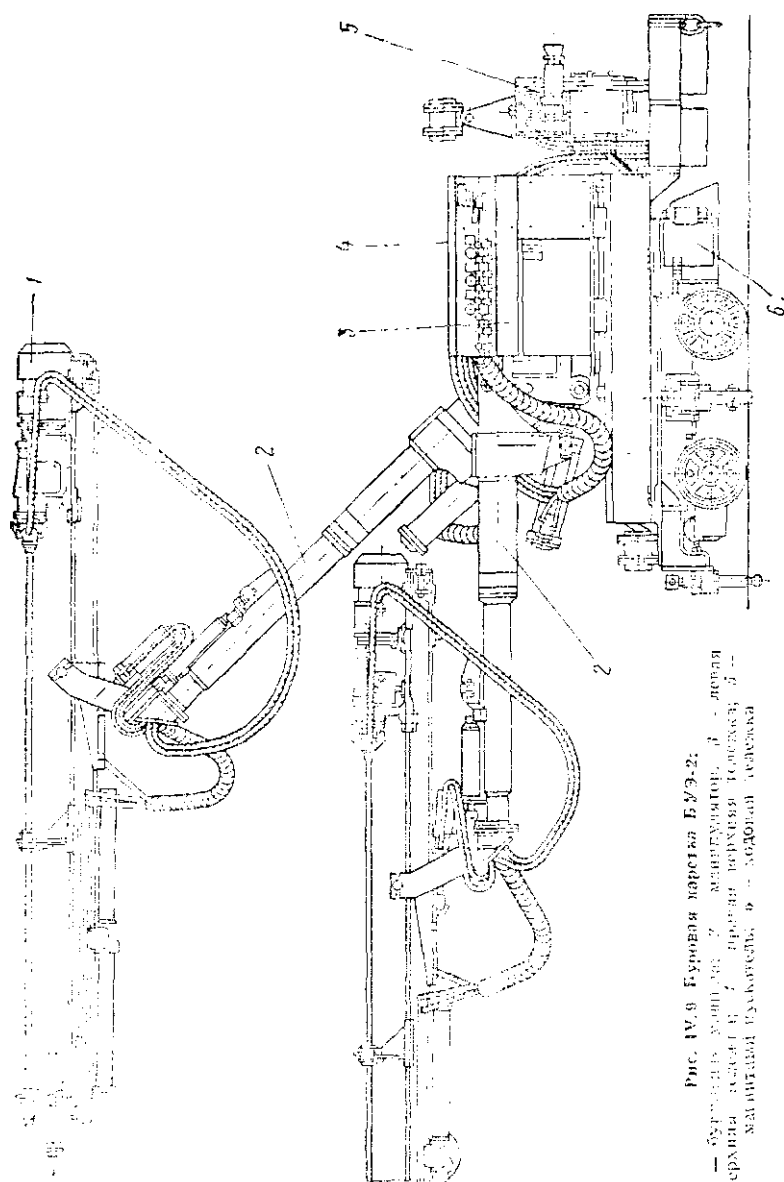


Рис. IV.9. Бутовая насосная БУЭ-2:
 1 — бутылка, 2 — рычажок, 3 — левый
 верхний шестерня, 4 — правый верхний шестерня, 5 —
 механизм управления, 6 — левый шестерня

Каретка БУЭ-1 имеет бурильную машину, состоящую из электродвигателя и трехскоростного редуктора. Бурильная машина перемещается по направляющей балке автоподатчика с помощью механизма подачи, который состоит из гидроцилиндра с реечным умножителем хода и цепной передачи.

Каретка БУЭ-2 (рис. IV.9) снабжена двумя бурильными машинами и двумя манипуляторами. По устройству они аналогичны механизмам, помещенным на каретке БУЭ-1.

Гидропривод каретки БУЭ-2 состоит из двух гидросистем. Правая гидросистема имеет специальную магистраль гидродвигателя механизма передвижения. Двухсекционный насос 2НМШ-0,06 питает систему маслом при максимальном рабочем давлении 100 кгс/см². Иаесс с приводом и бак смонтированы на верхней тележке.

§ 7. Навесное оборудование с электросверлами

Навесное оборудование с электросверлами устанавливают на погрузочные машины. Устанавливая комплект навесного оборудования НБ-3 на машине 1ПНБ-2, получают буропогрузочную машину 1ПНБ-2Э. Буропогрузочная машина 2ПНБ-2Э состоит из погрузочной машины 2ПНБ-2 и двух комплектов навесного оборудования НБ-1Э.

Навесное оборудование НБ-1Э (рис. IV. 10) состоит из двух манипуляторов 1, которые при помощи кронштейна 4 крепятся к погрузочной машине, и двух податчиков 2 с электрическими и бурильными машинами 3. Пульты управления бурильными машинами и манипуляторами расположены с правой и левой сторон погрузочной машины.

Навесное бурильное оборудование НБ-3 аналогично оборудованию НБ-1Э (табл. IV. 17).

Т а б л и ц а IV. 17

Техническая характеристика навесного бурового оборудования с электродвигателями

Показатели	Н Б - 3	Н Б - 1 Э
Диаметр резца, мм	40—43	40—43
Величина подачи бурильной машины,	2,5	2,5
Число бурильных машин в комплекте	1	2
Частота вращения шпинделя, об/мин	80; 600	152; 317; 731
Наибольшая высота бурения, М	3,5	4,0
Ширина обрабатываемого забоя, М	4,0	5,0
Усилие подачи не более, кгс	1000	1500
Мощность электродвигателя вращения, кВт	4	4
Напряжение, В	3ф0	3ф0; 660
Скорость подачи, м/мин	3,2	4,0
Скорость обратного хода податчика, м/бш	6,0	9,0
Масса, т	1,33	3,0
Цена, тыс. руб.	9,0	8,86
ЗДЕОД-ПЗГОТОВИТЕЛЬ	Кузнецкий	аппаратостроительный завод

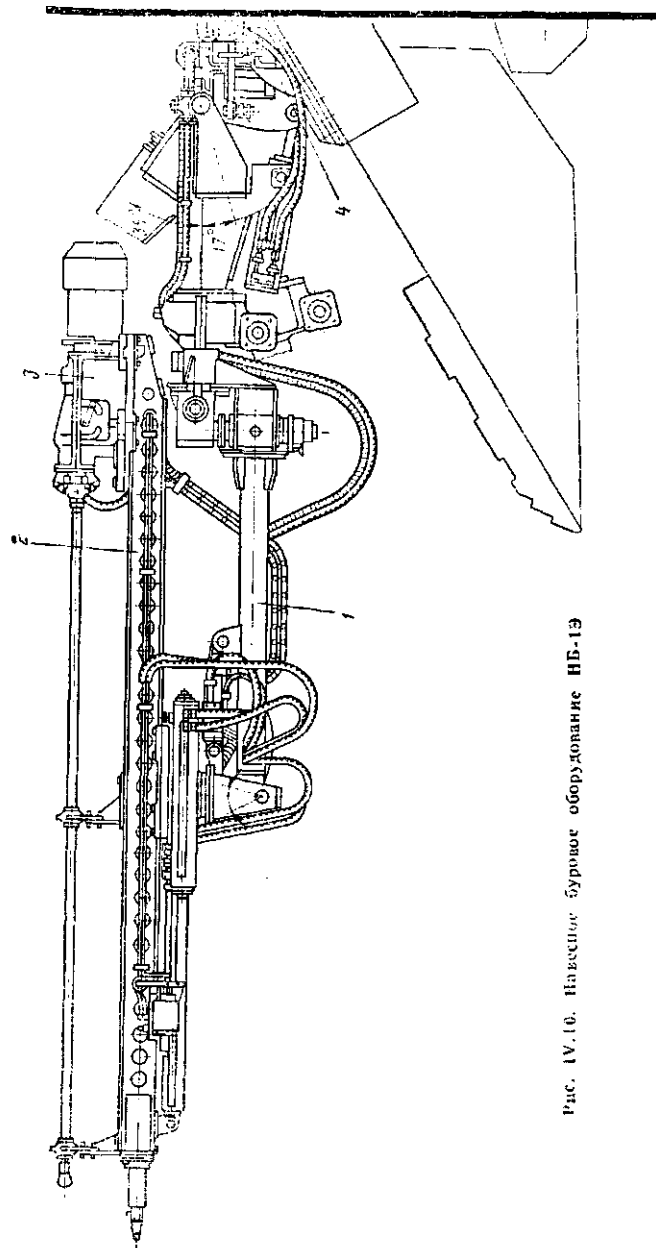


Рис. IV.10. Измельчающее буровое оборудование ИБ-13

§ 8. Станки вращательного бурения для шахт

Для бурения веерных скважин применяют станки СВБ-50, СВБ-50В, БСК-2В.

С помощью станков СВБ-50 и БСК-2В (табл. IV. 18) бурят скважины коронками режущего типа или шарошечными долотами. Инструмент первого типа позволяет бурить скважины в породах с $f = 2-8$, второго типа — в породах с $f = 6-18$. Станки БСК-2В приспособлены также для бурения скважин алмазными коронками.

Буровой станок СВБ-50 (рис. IV.11) состоит из буровой машины 1 и приводной станции 2. В буровую машину входят вращатель, распорная рама, податчик и гидросистема.

Распорная рама состоит из двух гидравлических стоек 5, установленных на салазках. Податчик представляет собой направляющую

Т а б л и ц а IV. 18

Техническая характеристика самоходных буровых станков вращательного бурения

Показатели	Буровой станок	
	СВБ-50	ДСК-2В
Диаметр скважины, мм . . .	45; 56; 75	46—93
Глубина бурения, м	100	100
Величина подачи, мм . . .		450
Частота вращения шпинделя, об/мин	0—400	I ряд 11 ряд 150 200 360 445 560 720 1250 1600
Угол наклона скважин при бурении, градус	0—360	0—360
Усилие подачи, кгс	0—8000	0—1200
Площадь сечения выработки для размещения станка, м	2,2X2,2	2,2X2,2
Мощность двигателя вращателя, кВт	17	7,5
Установленная мощность, кВт	23	7,5
Напряжение переменного тока, В	380	380
Основные размеры, мм:		
длина	1616	1720
ширина	1200	675
высота	2034	1400
Масса, т	1,27	0,60
Цена, тыс. руб	15,0	3,4
Завод-изготовитель	Восток.машзавод, (г. Усть-Каменогорск)	Новочеркасский машиностроитель- ный им. А. А. Ни- кольского

раму 4, по которой перемещаемся гидравлически. Вращатель 5 при помощи гидравлических цилиндров подачи с цепным удвоителем хода. В передней части податчика установлен гидравлический зажим-люнет Г, для плавного. Податчик может быть повернут вокруг горизонтальной оси, на любой угол в цапфах распорной рамы 7. Фиксация положения податчика производится тормозом.

В корпусе вращателя на роликоподшипниках установлен шпиндель с коническими шестернями. На конце пустотелого шпинделя крепится переходник, в который вворачивается штанга.

Приводная станция монтируется на самостоятельных салазках и имеет массу в сборе 520 кг. В приводную станцию входят масляный бак, маслонасос, водяные краны, манометры и электрооборудование.

Гидросистема буровой машины состоит из блоков управле-

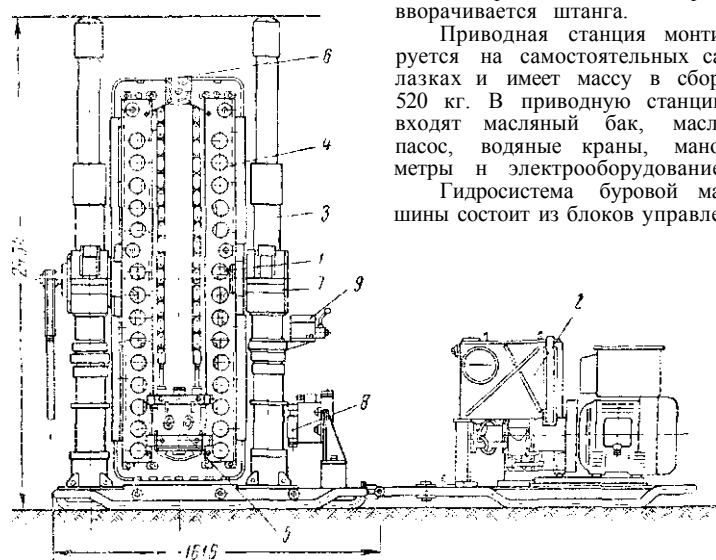


Рис. IV.11. Буровой станок СВБ-50

ния, клапанов, трубопроводов и рукавов высокого давления. Блок 8 с дистанционным управлением состоит из электрогидравлических распределителей, которые подают масло к вращателю, в цилиндры подачи и цилиндры зажима. Блок гидрораспределителей имеет дроссель с регулятором давления, что позволяет регулировать частоту вращения вращателя, и обратный ход подачи. В блок встроен также водяной кран с электрогидравлическим управлением для подачи промывочной воды. Для управления работой гидравлических стоек служит блок 9, имеющий ручное управление. Станок получает питание от сети напряжением 380 В переменного тока через магнитный пускатель ПМВН-13. Управление пускателем осуществляется с пульта дистанционного управления. Распределительное устройство, в котором смонтирована пусковая аппаратура, установлено на приводной станции.

Для работы в газовых рудниках и шахтах применяют модификацию станка во взрывобезопасном исполнении СВБ-50В. Станок комплектуется буровыми штангами и буровыми резцовыми коронками диаме-

тром 45, 50 и 75 мм. Штанги развинчиваются при помощи полуавтоматического элеватора.

Станок БСК-2В применяют для бурения скважин твердосплавными резцовыми коронками и алмазным инструментом. Буровой станок БСК-2В состоит из рамы, коробки передач, вращателя, маслопасосон, штангоприменников, тормоза, гидросистемы, подвижного оборудования, привода и органов управления. Станок самонаводящийся, монтируется на салазках. Станок гидрофицирован.

Модификацией станка БСК-2В является станок БСК-2М-Ю0, который обеспечивает производство спуско-подъемных операций без применения лебедки и мачты. Эти операции выполняются при помощи гидродвигателей подачи штангоприменников и тормоза.

Наличие в гидросистеме станка регулятора скорости подачи увеличивает срок службы алмазных коронок при бурении пород различной крепости.

§ 9. Буровой инструмент

Буровой инструмент для электросверл (рис. IV. 12) состоит из резцов 1 и штанг 2. Резцы в штангах крепятся с помощью шпильки 3. Выбор типа резца и штанги в зависимости от крепости пород оказывает существенное влияние на скорость бурения.

Промышленностью выпускается два типа резцов: резцы угольные РУ и резцы пород-

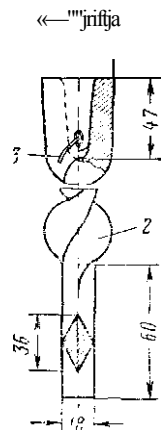


Рис. IV. 12. Буровой инструмент для электросверл

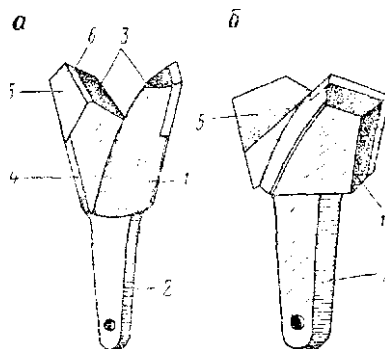


Рис. IV. 13. Типы резцов:
а — угольный; б — породный

ные РУ. Корпус резцов делается из стали, армируются резцы пластинками твердых сплавов марок ВК6, ВК8, ВК8В (ГОСТ 3882—74).

Резцы (рис. IV. 13) состоят из корпуса 1, хвостовика 2, предназначенного для крепления резца в штанге, и двух перьев 3. Резцы, предназначенные для бурения по углю и слабым породам, имеют длинные перья, у породных резцов перья укорочены, а корпус имеет массивную форму.

Передняя грань резца 4 обращена в сторону вращения, она армируется пластинкой твердого сплава 5. Задняя грань 6 обращена в сторону забоя шпура. Пересечение передней и задней граней образует главную режущую кромку.

Основные размеры и углы резцов показаны на рис. IV. 14.
Плоскость резания — это касательная плоскость к поверхности резания, проходящая через рабочее лезвие резца.

Конструктивные углы резцов определяют форму рабочей части инструмента.

Угол заострения β (рис. IV. 15) — угол между передней и задней поверхностями резца. Для горных сверл этот угол обычно равен 65° — 90° .

Задний угол α — угол между плоскостью резания и касательной к задней поверхности резца. Величина угла обычно принимается 5° — 20° .

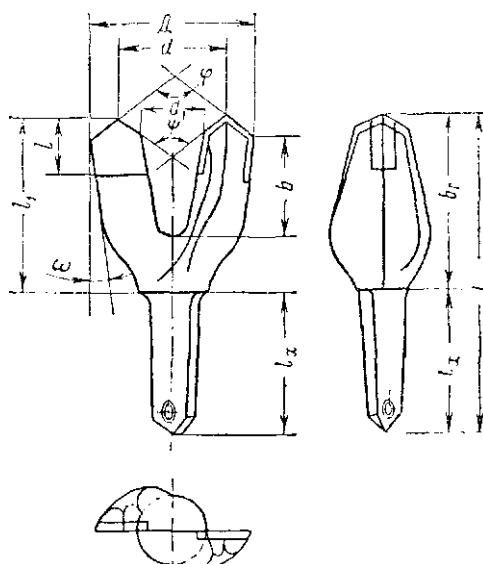


Рис. IV.14. Основные размеры и углы резцов:
 D — диаметр резца; d_1 — диаметр раствора; d — диаметр рассечки; b — глубина раствора; l — длина армировки; l_1 — высота головки резца; l_2 — длина хвостовика; l_3 — длина резца; ϵ_0 — угол конусности резца; ϕ — угол при вершине резца; — угол рассечки

Угол резания γ — угол между передней поверхностью (гранью) резца и плоскостью резания. Он равен сумме углов заострения и заднего угла. Величина угла резания составляет 60° — 115° . Углы резания, равные 50° — 70° , обеспечивают минимальную энергоёмкость разрезания горных пород. Их применяют в резцах для бурения слабых пород. Для бурения крепких пород применяют резцы с углами резания от 7° до 115° .

Передний угол ρ — угол между передней поверхностью и перпендикуляром к плоскости резания и проведенной через главную режущую кромку. Передние углы бывают положительными, отрицательными и нулевыми.

Если передняя плоскость инструмента совпадает с перпендикулярно» плоскостью OS (рис. IV. 15, а), то угол $\beta = 0$. Если перпендикулярная плоскость OB проходит вне резца, то передний угол $\beta > 0$, и в этом случае $\alpha + \beta + \gamma \sim 90^\circ$. В том случае, если плоскость OB сечет угол заострения, передний угол будет отрицательный $\beta < 0$, и в этом случае $P = 0 - \alpha - 90^\circ$ или $\gamma = 90^\circ + \beta$, т. е. угол резания больше 90° .

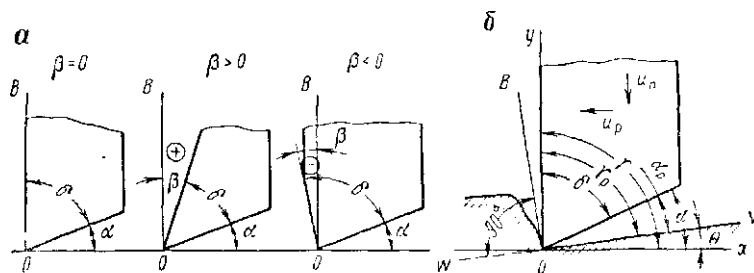


Рис. IV.15. Геометрические параметры резания;
а — конструктивные углы; б — рабочие углы

Рабочие углы резца отличаются от геометрических на угол θ . Под углом θ подходит плоскость резания. Угол θ определяется поступательной скоростью резца v_n и скоростью резания v_p :

$$\theta = \arctg \frac{v_n}{v_p}$$

На рис. IV. 15, б показаны рабочие углы резца.

Вспомогательные кромки (лезвия) резца имеют свои углы резания, отличные от главных кромок. Углы по главным кромкам называют главными.

Хвостовики угольных резцов выполняют плоскими. Породные резцы чаще имеют стержневые пустотелые хвостовики для бурения шпуров с промывкой. Резцы для бурения мощными сверлами, установленными на буровых каретках, имеют трубчатые хвостовики с конусным соединением.

В табл. IV. 19 приводится характеристика резцов, выпускаемых промышленностью.

Резец РУ-4М (рис. IV. 1С, а) применяют при бурении шпуров в углях, не имеющих породных включений, и некрепких породах ручными горными сверлами. Резец имеет передний угол 0° . Угол рассечки равен 100° .

Резец РУ-13М (рис. IV.16, б) предназначен для бурения шпуров в более крепких породах с $f = 4-6$. Он имеет асимметричные режущие кромки 45° и 30° , что способствует снижению усилий подачи. Передний угол резца равен 0° . Армируется резец пластинками твердого сплава Г34.

Резец РУ6-1 (рис. IV. 16, в) имеет между перьями угловую рассечку. Армируется он пластинками твердого сплава специальной формы ПР-17. Аналогичную конструкцию имеет и резец БИ-525, армируется он стандартной пластинкой формы Г36.

РУ-4М	РУ-13М	РУ-12С	РУ-6	БИ-523	РП-7	РБ-42-2	БИ-74Б
42	42	60	44	43	41	42	42
18	12	30	У-образная	У-образная	10	У-образная	9
95	85	97	95	80	75	70	82
3	0	3	0	11	0	0	2
Г-37	Г-34	Г-34	ПР-17	Г-36	Г-33	Линзо-образная	Г-33
0	0	0	0	+6	0	-20	-15
25	25	25	25	25	18	45	23
65	65	65	65	65	72	70	72
140	105	120	10° 30'	120	110	180	115
100	110	120	10° 30'	70	90	140	90
0	0	0	0	0	0	Конусное	0,28
0	0	0	0	0	0	0,28	0,36
0	0	0	0	0	0	Кузнечный ма- шинный	Кузнечный ма- шинный

Резцом РП-7 (рис. IV. 17, а) бурят породы с f до 8 колонковыми электросверлами. Резец крепится в витой буровой штанге с помощью клиновидного хвостовика и шплинта.

Резец породный (рис. IV. 1-7, б) РБ-42-2 позволяет бурить шпуры и скважины в породах с f — 10. Режущая часть резца армирована двумя чичевицеобразными вставками (ГОСТ 3882—74). Режущие грани имеют

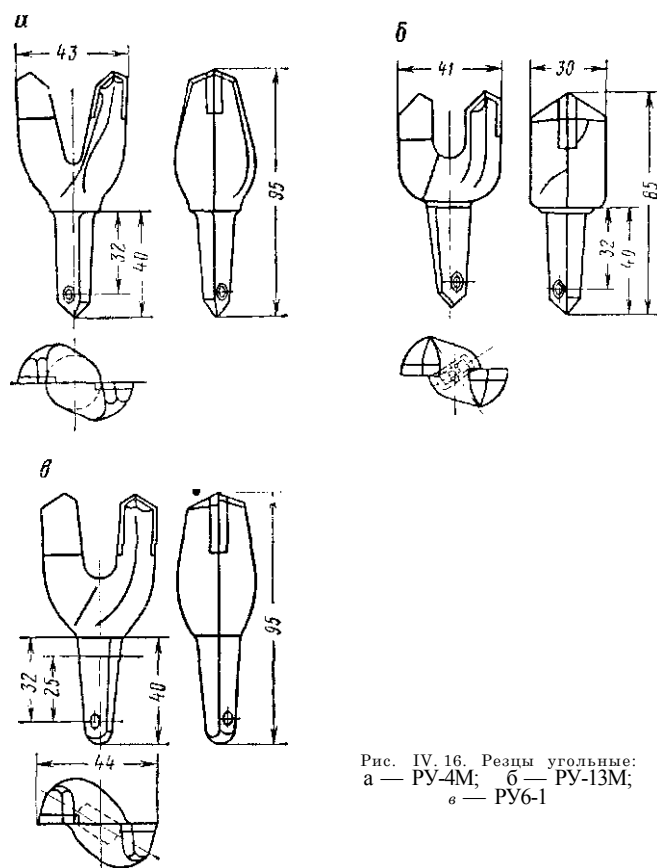


Рис. IV. 16. Резцы угольные:
а — РУ-4М; б — РУ-13М;
в — РУ6-1

отрицательные передние углы, равные 20° . Резец имеет повышенную прочность и износостойкость режущей части. Бурение производится шестигранными штангами; соединение резца со штангой — конусное, с углом конусности 1 : 15. Начальный диаметр конуса 25 мм.

Породный резец БН-741В (рис. IV. 17, в) позволяет бурить шпуры и скважины с промывкой колонковыми электросверлами и бурильными машинами КБМ-3, БУЭ-1, БУЭ-2 в породах с f до 8. Осевое усилие для

эффективного бурения поддерживают 1000—1500 ктс. Режущая часть резца имеет отрицательный передний угол, равный 15° . Для бурения резцом применяют шестигранные буровые штанги. Соединение — конусное, с углом конусности 5° . Начальный диаметр конуса 22 мм. Для бурения

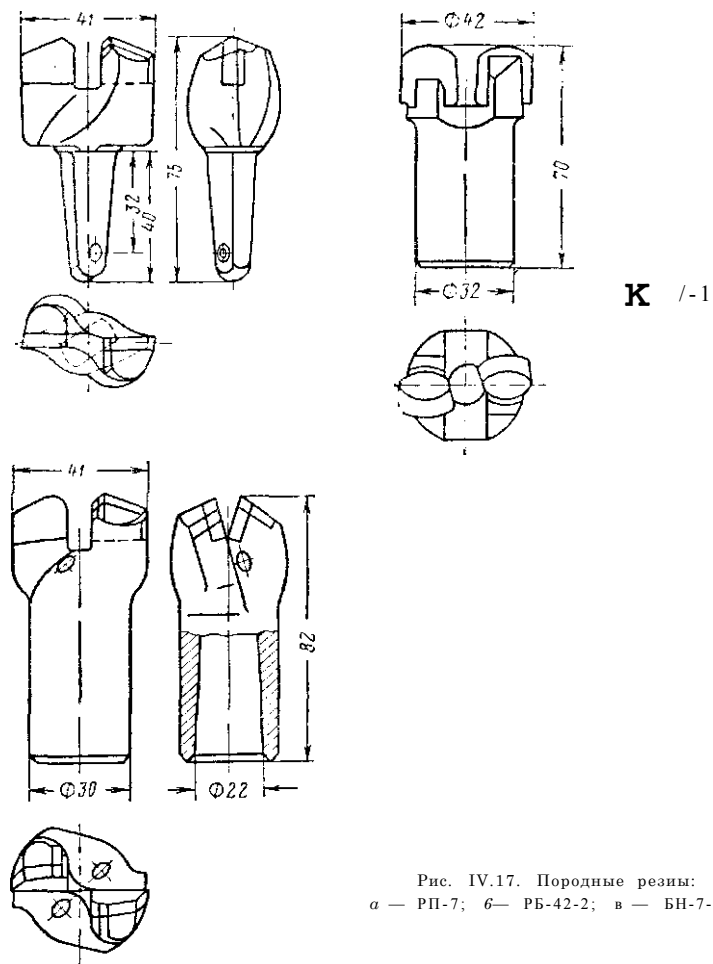


Рис. IV.17. Породные резцы:
а — РП-7; б — РБ-42-2; в — БН-7-П

ния шпуров на калийных рудниках применяют резец РМС-43. Режущая часть резца РМС армирована пластинками формы Г-36. Резец имеет положительный передний угол, равный 20° .

При бурении станками СВБ-50 и БСК-2В применяют твердосплавные коронки, обеспечивающие работу в режиме крупного скола.

Буровые штанги применяют витые и круглые. Для изготовления витых штанг используют прокат из стали У7, У8, У10 ромбического сечения. Сталь в сечении имеет размеры по диагонали ромба 18х36, 38 \ 20, 40х20, 43х20, 54х24 мм. Шаг свивки 60—100 мм. Свивку производят в горячем состоянии. Для ручных сверл применяют штанги длиной 1—3 м, а для колонковых — 0,7—2,2 м.

Для колонковых сверл применяют чаще полые штанги с промывочным каналом. Сечение штанг круглое ($d = 32$ мм) или шестигранные ($d = 25$ мм). Диаметр промывочного канала 6—8 мм, подача воды в штангу производится через муфту боковой промывки, которая размещается на шпинделе электросверла. Посадочный конус имеет угол конусности 1 : 12, начальный диаметр 22 или 25 мм.

При бурении ручными электрическими или пневматическими сверлами с промывкой применяют штанги витые с центральным осевым каналом или трубчатые. Витые штанги с осевым каналом позволяют значительно уменьшить расход воды по сравнению с трубчатыми.

Бурение установками КБМ-3, БУЭ-1 и БУЭ-2 производят с помощью круглых штанг диаметром 32 мм и длиной 2,5—3,5 м. Штанги имеют конусное соединение с резцом и шпинделем бурильной машины.

§ 10. Производительность бурения сверлами

В качестве режимных параметров при бурении сверла рассматривают осевое усилие $P_{ос}$, частоту вращения n и интенсивность очистки шпура. Установлены общие закономерности, которые сводятся к следующему: при увеличении крепости пород удельное осевое давление на инструмент должно возрастать, а частота вращения — падать; при плохой очистке забоя шпура происходит повышенный износ инструмента и падение скорости бурения, так как энергия привода непроизводительно тратится на переизмельчение горной породы, следовательно, очистка шпуров от шлама должна быть интенсивной.

Оптимальное осевое усилие по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову

$$P_{ос} = 35f, \text{ кгс},$$

где f — коэффициент крепости горной породы.

Усредненная рациональная частота вращения инструмента по формулам О. Д. Алимова и Л. Т. Дворникова:

$$n = 700 - 50f, \quad (IV.1)$$

$$n = 700 - 50f, \quad (IV.2)$$

Формулу (IV. 1) применяют при расчете режимов для слабых углей и пород с f до 4. При бурении более крепких пород справедлива формула (IV.2). Все расчеты ведут для шпуров диаметром 40—45 мм.

Под действием осевого усилия $P_{ос}$ инструмент внедряется в породу на величину h . Придавая резцу вращательное движение за счет крутящего момента $M_{кр}$, осуществляется процесс резания породы.

Величина внедрения инструмента под действием осевой силы

$$\frac{\sigma_{\text{ос}}}{L} \cos^2 \varphi \cos a$$

где $\sigma_{\text{ос}}$ — предел прочности породы на вдавливание, кгс/мм²; L — длина лезвия, мм; φ — угол трения, градус; a — угол заострения резца, градус.

Угол трения в зависимости от коэффициента трения имеет следующие значения:

Коэффициент трения μ	0,27	0,3	0,36	0,4	0,5
Угол трения φ , градус	15	17	20	22	26,5

Механическая скорость бурения резца

$$v'_m = \pi n R$$

где n — число лезвий; R — частота вращения резца, об/мин.

Мощность N_p на резце по И. Ф. Медведеву

где R — радиус резца, мм; n — частота вращения резца, об/мин; $\sigma_{\text{ск}}$ — сопротивление породы скалывания, кгс/мм²; γ — угол скалывания породы перед резцом, градус; μ — коэффициент трения пары инструмент—порода; a_t — величина притупления на резце, равная 2—3 мм.

Для технических расчетов принимают:

$$\sigma_{\text{ск}} = 2,8 \gamma$$

Техническая производительность определяется как среднечасовая в конкретных условиях применения. Она определяется с учетом потерь времени на спуско-подъемные операции, замену инструмента, забуривание, переход с одной скважины на другую.

Эксплуатационная производительность определяется с учетом затрат времени на организационные и технические простои, не зависящие от конструкции буровой машины. Она определяется как сменная производительность

$$Q_{\text{см}} = \frac{(T_{\text{гем}} + T_{\text{н.з.}} + T_{\text{в}}) K}{v_m m k_0 (W_i + 2 + a + 4)}$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин; $T_{\text{н.з.}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; $T_{\text{в}}$ — время на маневры буровой каретки, мин; $k_{\text{н}}$ — коэффициент надежности машины; v_a — механическая скорость бурения, м/мин; m — число бурильных машин; k_0 — коэффициент одновременности; t_1 — время, затраченное бурильной машиной на перемещение от шпура к шпуру, отнесенное к 1 м шпура, мин; t_2 — время обратного хода податчика, отнесенное к 1 м шпура, мин; t_3 — время на замену резца и штанг, отнесенное к 1 м шпура, мин; t_4 — время на продувку и прочистку шпуров, отнесенное к 1 м шпура, мин.

§ 11. Расходные коэффициенты при бурении электросверлами

Расход резцов во многом зависит от их соответствия буримым углям и породам. Поэтому перед началом бурения необходимо правильно подобрать резцы. Бурить следует хорошо заточенными резцами. Тупые резцы ведут к увеличению осевого усилия и повышению расхода мощности, а отсюда и к перегреву электродвигателя. При заточке нагретые резцы нельзя охлаждать в воде, так как это приводит к образованию трещин в пластинках твердого сплава. Следует следить, чтобы за резцом большого диаметра шел резец меньшего диаметра. В противном случае при обратном вращении шпинделя сверла может произойти скол режущих кромок резца. Выбор типа резцов рекомендуется проводить в соответствии с данными табл. IV.20.

Т а б л и ц а IV.20
Назначение и область применения различных типов резцов
(по данным А. В. Иляхина)

Резец	Назначение	Область применения
РМС-43	Бурение шпуров ручными и колонковыми сверлами	Калийные соли и мягкие породы с $f = 1^{\wedge}3$
РУ-4М; РУ-6; БИ-525	Бурение шпуров ручными сверлами	Уголь любой крепостью и породы с $f = 1,5^{\wedge}3$
РУ-13М	Бурение шпуров ручными и колонковыми сверлами	Уголь любой крепостью и породы с $f = 2^{\wedge}6$
РП-7; БИ-741В	Бурение шпуров колонковыми сверлами и буровыми каретками	Породы с $f = 4\text{--}8$
РБ-42-2	Бурение шпуров колонковыми электросверлами и буровыми каретками	Породы с $f = 8\text{--}12$

По расходу резцов имеются очень противоречивые статистические данные угольных комбинатов. При работе правильно выбранными резцами на оптимальных режимах расход резцов на 1000 м шпуров диаметром 40—42 мм можно определить приблизительно по данным табл. IV.21. В среднем по угольной промышленности расход буровой стали составляет 10 кг на 1000 м шпуров.

Т а б л и ц а IV.21
Расход резцов и стали при бурении 1000 м шпуров

Расход	Коэффициент крепости f				
	1—2	2—4	4—6	6—8	8—10
Резцов, шт	7	11	20	55	120
Витых штанг, кг	4	10	21	—	—
Круглых штанг, кг	—	—	—	15	30

§ 12. Принцип действия и область применения
шнекового вращательного бурения

При бурении скважин в породах мягких и ниже средней крепости ($f = 2-6$ по шкале проф. М. М. Протодяконова) на карьерах применяют станки вращательного действия, у которых выдача буровой мелочи из скважины осуществляется спиральными штангами (шнеками). Шнековое бурение скважин получило широкое распространение на угольных карьерах и карьерах нерудных ископаемых. На угольных карьерах страны более 80% взрывных скважин бурят шнековым способом, что объясняется возможностью проходить скважины при этом способе в различных направлениях со значительно большей скоростью, чем при других способах, простотой обслуживания станков и невысокой стоимостью бурения.

Механизм разрушения пород при вращательном бурении носит характер периодического скола с резкими колебаниями усилий на лезвиях инструмента от максимума до минимума.

Наибольшее распространение на карьерах имеют станки СВБ-2М, 1СБР-125, СБР-160. Станок СВБ-2М снимается с производства.

§ 13. Конструктивные особенности
и техническая характеристика станков

Буровой станок 1СБР-125 (рис. IV. 18) имеет увеличенный крутящий момент, принудительное давление на забой, что позволяет им бурить скважины в породах с f до 5. Рама станка имеет шагающий механизм, действующий от электродвигателя. В передней части рамы на шарнирах прикреплена мачта, состоящая из двух труб. На вершине мачты укреплены блоки механизмов напора и подъема. Вращатель перемещается по трубам мачты. В основании мачты крепится забурник. Подъем и опускание мачты производятся лебедкой, а крепление — двумя шарнирными подкосами. Станок имеет кассетирующее устройство с комплектом буровых шнеков.

Вращатель состоит из двигателя и двухступенчатого редуктора с цилиндрическими *колесами*. Подъем вращателя производится лебедкой, имеющей ленточный тормоз. Барабан подъемной лебедки имеет диаметр 180 мм; диаметр каната 11 мм, длина каната 10 м.

Принудительное давление инструмента на забой скважины осуществляется двухбарабанной лебедкой. Напорный канат пропущен через блок подвески вращателя, а его концы жестко закреплены на барабанах напорной лебедки. Натяжение канатов осуществляется с помощью барабана лебедки. На выходном валу редуктора лебедки подъема установлена ведущая звездочка механизма шагания, включение которой производится кулачковой полумуфтой.

Буровой станок СБР-160 (рис. IV. 19) позволяет бурить скважины диаметром 160 мм на глубину до 24 м. Он имеет обогрев и может эксплуатироваться при температуре от +40 до —40° С.

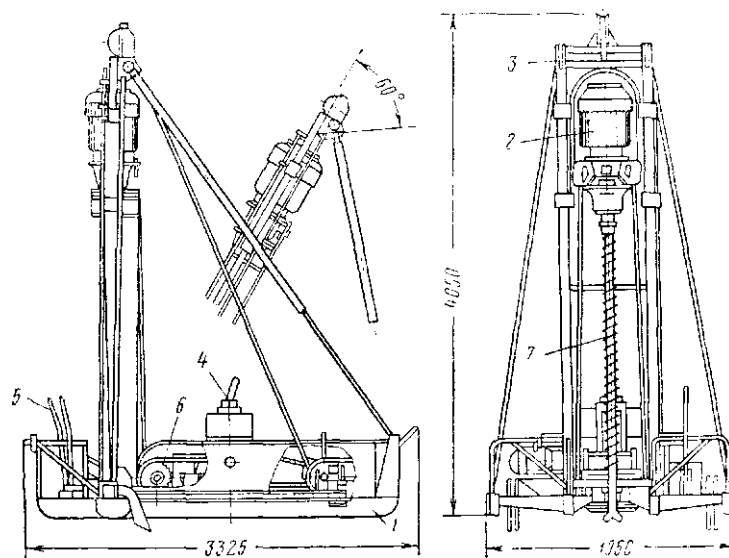


Рис. IV.18. Буровой станок
1CBP-125:

1 — рама; 2 — вращатель;
3 — мачта; 4 — механизм
подачи; 5 — пульт управле-
ния, 6 — привод; 7 — штанга-
шнел

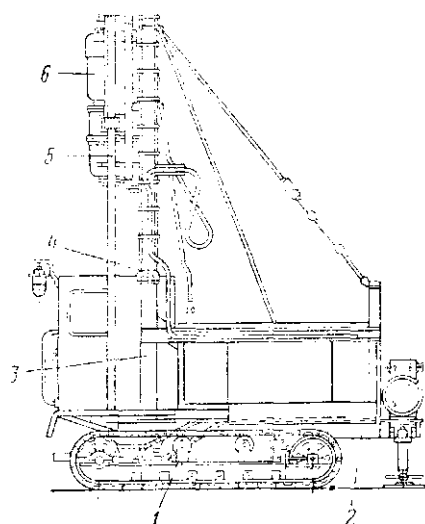


Рис. IV. 19. Буровой станок
СБР-160:

1 — гусеничный ход; 2 —
рама; 3 — машинное отде-
ление; 4 — мачта; 5 — на-
правляющие; 6 — вращатель

Т а б л и ц а IV. 14

Техническая характеристика станков вращательного
(шнекового) бурения для открытых разработок

Показатели	Станок		
	СВБ-2М	1СБР-125	СБР-160
Диаметр скважины, мм . .	150	125	160, 200
Максимальная глубина бу- рения, м	25	25	24
Угол наклона скважины к вертикали, градус	0—30	0—60	0—60
Ход станка	Гусеничный	Шагающий	Гусеничный
Масса вращателя (без ин- струмента), кг	1850	—	1800
Масса комплекта буровых штанг, кг	500	300	500
Частота вращения бурового инструмента, об/мин . .	120; 200	220	80; 124; 160; 248
Скорость подъема бурового инструмента, м/с	0,16	0,2	0,16
Скорость передвижения станка, км/ч	1,36	0,3	— 1,36
Общая установленная мощ- ность электродвигате- ля, кВт	61	24,8	90
Характеристика электро- двигателя для вращения бурового инструмента:			
тип	АО-82-4	—	АО-82-4
мощность, кВт	40	22	40
напряжение, В	380	220/380	220/380
частота вращения вала, об/мин	1470	1470	1470
Характеристика электро- двигателя для передвиже- ния станка и подъема под- вески:			
тип	АО-63-4	АО-42/4	АО-63-4
мощность, кВт	14,0	—2,8	14
напряжение, В	220/380	220/380	220/380
Основные размеры, мм:			
длина	4300	3360	4130
ширина	2830	1970	2810
высота	6030	4250	6030
Масса, т	9,8	2,0	12
Цена, тыс. руб	9,8	2,6	—
Завод-изготовитель	Карпинский машиностроительный		

I

По сравнению с ранее выпускаемыми станками станок СБР-160 имеет увеличенную длину мачты до 11 м. Это, в свою очередь, позволяет иметь штанги длиной до 8,2 м. Подача штанг на ось скважины механизирована. Процесс свинчивания и развинчивания штанг, подъем и опускание мачты гидрофицированы. Гусеничный ход станка заимствован от экскаватора Э-303. Каждая гусеница имеет индивидуальный привод от электродвигателя АОС2-61-4, крутящий момент от которого передается ходовым звездочкам через цилиндрический редуктор с передаточным отношением 180.

Мачта станка выполнена в виде пространственной фермы прямоугольного сечения. Внизу мачта оканчивается сварной плитой, которая усилена ребрами. Внутри мачты по направляющим перемещается вращатель, который служит для создания крутящего момента буровому ставу. Вращатель состоит из двухскоростного асинхронного электродвигателя и редуктора. Внутри мачты помещается кассета, в которой размещена буровая штанга. На нижнем кронштейне кассеты установлены стаканы, имеющие пружины. В нижней части мачты имеется штанговый захват, который состоит из вилки и гидроцилиндра. Вилка перемещается в направляющих пазах нижнего люнета, размещенного на нижней плите мачты.

Станок СБР-160 имеет канатную систему подачи. Канаты размещены на лебедке и связаны с вращателем системой блоков, находящихся на мачте. Барабан лебедки имеет два привода, один из которых имеет систему плавного регулирования. Лебедка подъема вращателя оборудована электрогидравлическим тормозом, электромагнитной муфтой и электродвигателем постоянного тока П-41. Основная работа по подъему и опусканию снаряда выполняется асинхронным двигателем.

Подъем и опускание мачты производится с помощью электрогидравлической системы, которая обеспечивает выполнение следующих операций: подъем и опускание мачты, горизонтирование станка, перемещение штанг, захват и удержание их при сборке и разборке бурового става, а также работу гидроцилиндров вращателя (табл. IV.22).

§ 14. Буровой инструмент

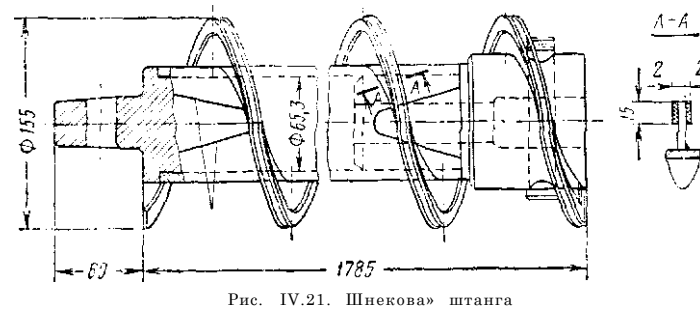
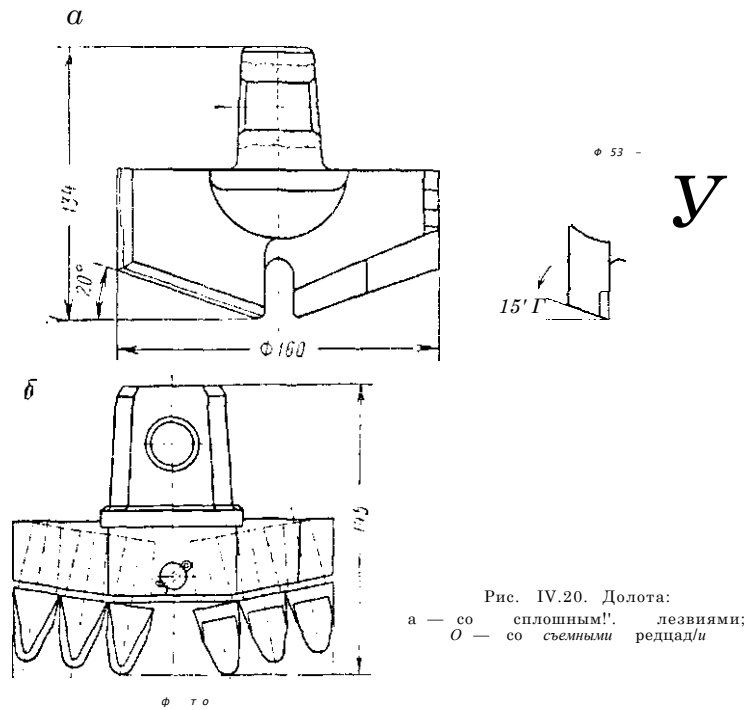
Буровой инструмент станков вращательного (шпекowego) бурения на открытых разработках состоит из нескольких последовательно соединенных штанг и долота.

Конструкция долота определяется свойствами породы. Долота со сплошной режущей кромкой, наиболее распространенные при бурении пород вскрыши и углей, имеют ряд недостатков, а именно: сравнительно большую длину режущей кромки, что обуславливает малую величину удельного осевого давления, приходящегося на 1 см длины лезвия, высокую трудоемкость армировки и значительный расход твердого сплава. Долото Карпинского машиностроительного завода (рис. IV.20, а) отливают из стали 35Л, а режущие кромки его армируют наплавкой рэлитом.

С целью уменьшения энергоемкости процесса разрушения породы на забое скважины целесообразно создавать разрыв сплошности забоя, что обеспечивается применением долот со ступенчатой формой режущей кромки.

Весьма эффективны конструкции долот со съёмными резцами (рис. IV.20, б). Каждое долото армируется шестью—восемью резцами.

Штанги буровых станков передают крутящий момент на резец, осевое усилие на забой, выдают из скважины буровую мелочь. Штанга



(рис. IV.21) представляет собой металлическую трубу, на которую по винтовой линии наварены металлические полосы.

Шаг спирали шнека выбирают в зависимости от физико-механических свойств буримых пород, а также от частоты вращения штанг. Для пород мягких и влажных наиболее приемлем уменьшенный шаг спирали $I = (0,5 \sim 0,7) D$, где D — диаметр шнека. Для пород сухих и крепких $I = (0,86 + 1,0) D$ (табл. IV.23).

Т а б л и ц а IV.23
Характеристика буровых штанг для станков
шнекового бурения

Показатели	Буровые шт. нгн с диамет- ром шнека, мм	
	107	155
Длина, мм:		
рабочая	1950	1800
полная	2006	1860
Шаг спирали, мм	65	100
Площадь сечения спирали, мм	5X22	5X39
Диаметр трубы, мм	57	76
Толщина стенки трубы, мм	3,5	6
Диаметр соединительного валика, мм	16	18
Длина соединительного валика, мм . .	70	105
Диаметр отверстия в замке, мм	20	20
Масса, кг	19,5	34,6

§ 15. Производительность станков
и расход инструмента

Производительность станков шнекового бурения приведена в табл. IV.24, а расход инструмента — в табл. IV.25.

Т а б л и ц а IV.24
Показатели работы станков СВБ-2 на некоторых
щебеночных карьерах (по данным ВНИИЖелезобетона)

Карьер	Породы	Кoeffи- циент крепости пород <i>f</i>	Глубина бурения скважи- ны, м	Произво- дитель- ность станка, м/смену
Рождественский	Известняк	10	12	30
Южный вскрыш- ной «Вахрушев- уголь»	Алевролиты	1—2	10—12	100
То же	Аргиллиты	3—4	10—12	83
»	Аргиллиты, пес- чаники	5—6	10—12	56,3
Карадагский	Трещиноватые из- вестняки	2—3	18—20	70—75
Веневский	Известняки	5—6	4 - 5	35
Шуровский	Трещиноватый до- ломит	5—6	5 - 6	30—35
Северный вскрыш- ной «Вахрушев- уголь»	Известняки	6—8—10	10—12	15

Т а б л и ц а IV.14

Расход бурового инструмента станком СВБ-2
на 1000 м скважин

Инструмент	Коэффициент крепости пород f			
	1—2			
Долота, шт	0,3—0,7	1—1,2	4—5	5—6,7
Штанги, шт	0,25—0,3	1,2—1,6	4—5	5—6,7

Средняя производительность станков шнекового бурения СВБ-2 в зависимости от коэффициента крепости пород / следующая:

Коэффициент крепости пород /	1—2	3	4	5
Производительность, м/смену	160	100	50	25

Глава XVIII

ШАРОШЕЧНОЕ БУРЕНИЕ СКВАЖИН

§ 16. Принцип работы и основные конструктивные особенности станков шарошечного бурения

Бурение скважин станками с применением долот шарошечного типа в настоящее время получило широкое распространение в горно-рудной промышленности. Они выпускаются для открытых и подземных горных работ.

Принцип шарошечного бурения состоит в том, что при вращении инструмента, прижатого к забою скважины, оснащенного конусами или цилиндрами с зубками (шарошки), последние перекатываются по забою, при этом зубки внедряются в породу и осуществляют ее разрушение. Процесс внедрения зубков в породу происходит под действием осевого давления, передаваемого через буровой став. Удаление продуктов разрушения с забоя скважины производится сжатым воздухом или водой.

Станки для открытых горных работ (в табл. IV.26) в зависимости от диаметра буровых скважин и массы станка разделяют на легкие, средние и тяжелые:

станки легкого типа (СБШ-200), имеющие массу 30—50 т, предназначены для эффективного бурения скважин долотами диаметром 214 и 243 мм в породах с $f = 6—14$;

станки среднего типа (СБШ-250, БАШ-250), имеющие массу 55—75 т, предназначены для эффективного бурения скважин долотами диаметром 243 и 269 мм в породах с $f = 10—16$;

станки тяжелого типа (СБШ-320, БАШ-320), имеющие массу более 75 т, предназначены для эффективного бурения скважин долотами диаметром 269 и 320 мм в породах с $f = 10—20$.

Типоразмеры станков шарошечного бурения

Показатели	Станок				
	СБШ-160	СБШ-200	СБШ-250	СБШ-320	СБШ-400
Диаметр скважин, условный, мм	160	200	250	320	400
Глубина бурения, м	12; 32	12; 32	15; 32	15; 32	32
Масса, т (не более)	35	55	75	140	160

Станки шарошечного бурения состоят из следующих основных узлов: ходовой части, мачты для размещения бурового снаряда, механизма для подъема и опускания мачты, механизма подачи бурового инструмента на забой скважины, механизма вращения бурового става, механизма для подъема бурового инструмента, для наращивания и разборки бурового става, механизма установки станка в рабочее положение, устройства для очистки забоя скважины, пылеулавливания и кондиционирования.

По типу конструкции вращательно-подающих механизмов станки разделяют на станки с верхней и нижней подачей и нижним, верхним и погружным приводом вращения. Сочетание этих элементов позволяет иметь шесть конструкций вращательно-подающих механизмов. Станки, выполненные по схеме верхняя подача — верхнее вращение, имеют наибольшее распространение (СШБ-250МН, СБШ-320).

Станки шарошечного типа для подземных горных разработок выпускают самоходные и несамоходные. Наибольшее распространение получили несамоходные станки БШ-145.

Для открытых горных разработок в настоящее время серийно выпускают станки 2СБШ-2С0, 2СБШ-2С0Н, СБШ-250МН, СБШ-320; для подземных горных работ — станок БШ-145.

§ 17° Буровые станки для открытых горных разработок

Самоходные станки 2СБШ-200 и 2СБШ-200Н спроектированы институтом Гипроуглеавтоматизация (рис. IV.22).

Станком 2СБШ-200 бурят только вертикальные скважины, а станком 2СБШ-2С0Н — как вертикальные, так и наклонные (под углом до 30° к вертикали). Диаметр скважин 190, 214, 243 мм, глубина бурения 32 м.

Станки монтируются на тележках с гусеничным ходом. Каждая гусеница имеет индивидуальный привод и тормозное устройство.

На платформе смонтированы все исполнительные системы станка. Перед бурением платформу станка устанавливают в горизонтальное положение с помощью трех гидродомкратов.

Мачта станка 2СБШ-200 состоит из двух частей: основания мачты и собственно мачты. На мачте монтируется рабочий орган станка, состоящий из ротора и механизма подачи штанг и механизма подъема бурового става с вертлюгом.

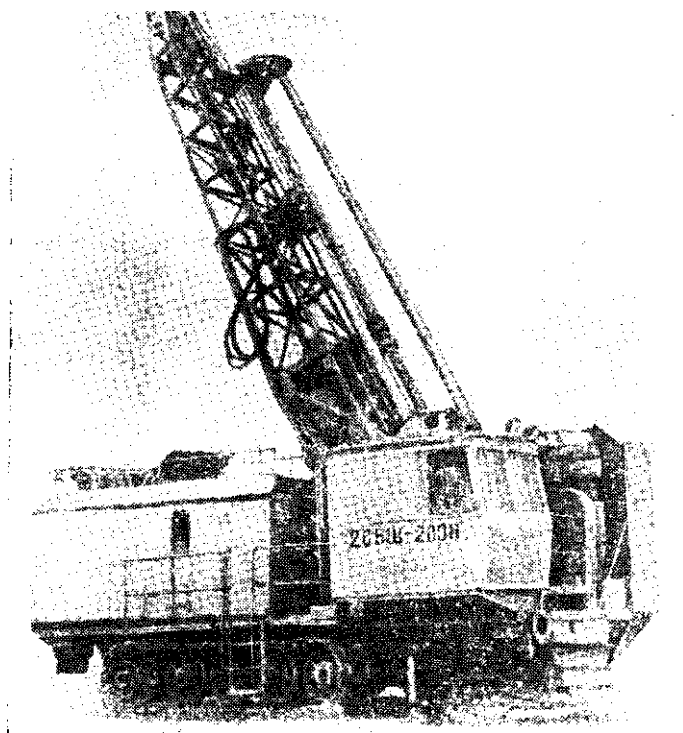


Рис. IV.22. Станок 2СБШ-500Н

Основным механизмом станка является рабочий орган, которым с помощью бурового става осуществляют бурение скважин. При бурении осуществляется вращение и подача бурового инструмента на забой. Разборка и сборка бурового става также осуществляются рабочим органом.

Кинематическая схема рабочего органа станка 2СБШ-200 показана на рис. IV.23. От вертикального фланцевого двигателя крутящий момент через передаточную коробку передается шестигранному пустотелому шпинделю. На верхний конец шпинделя насажен трехкулачковый гидравлический патрон, производящий перехват бурильных штанг.

Гидропатрон имеет траверсу, к которой прикреплены штоки поршней. Гидроцилиндры напорного механизма совмещены в одном блоке с коробкой передач.

Лебедка подтема бурового става имеет реверсивное вращение и располагается на консольной части мачты. Канат лебедки от меса заделки через подвижный блок вертлюга и головные блоки наматывается на барабан лебедки. Грузоподъемность лебедки 1,5 т.

Вертлюг перемещается по направляющим, закрепленным на передней стороне мачты. Нижняя часть вертлюга имеет цоколь, на который навинчивается штанг. Сжатый воздух для очистки забоя скважины подается в штанг через вертлюг по резиновому шлангу. Во время развинчивания и свинчивания штанг вертлюг затормаживается с помощью пневматического тормоза. Опускается вертлюг под действием собственного веса.

Буровой став состоит из комплекта буровых штанг и шарошечного долота. Буровой комплект содержит четыре основные рабочие штанги и одну концевую штангу. Наружный диаметр штанг 180 мм. Этими штангами бурят скважины диаметром 214 мм. При необходимости бурить скважины диаметром 190 мм применяют штанги диаметром 169 мм, заменив соответственно кулаки в гидрпатроне. Имеется опыт бурения станками скважин диаметром 155 мм. Запасные штанги на станке находятся в кассете.

Для снятия натяга резьбовых соединений бурового става на станке имеется гидроключ. Гидроключ развивает крутящий момент до 5100 кгс-м.

Гидросистема станка оборудована двумя маслососами производительностью 18 и 35 л/мин, что позволяет иметь высокие скорости выполнения исполнительных циклов.

Для удаления буровой мелочи из скважины и охлаждения шарошечного долота на станках 2СБШ-200 применяют сжатый воздух, нагнетаемый винтовым компрессором 6ВКМ-25/8.

Из пылеприемника буровая мелочь попадает в парный циклон, где крупные фракции оседают и попадают в бункер. Затем пылевой поток попадает в систему рукавных фильтров. Здесь происходит оседание тонкодисперсной пыли, после чего очищенный воздух выбрасывается вентилятором в атмосферу. Рукавные фильтры подвешивают на раме, опи-

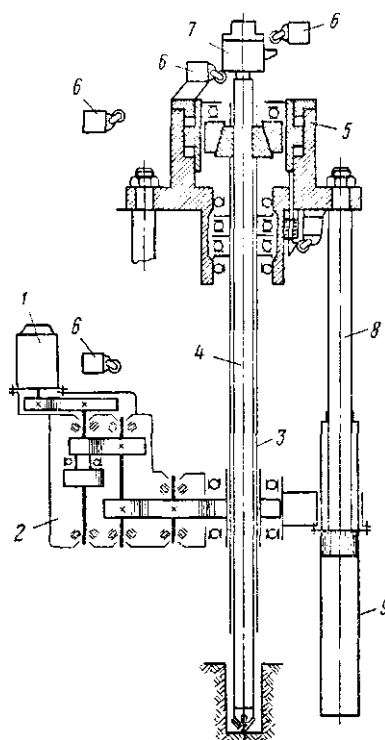


Рис. IV.23. Кинематическая схема рабочего органа станка 2СБШ-200:

1 — электродвигатель; 2 — редуктор; 3 — шестигранный пустотелый шпindel; 4 — буровой снаряд; 5 — гидравлический патрон; 6 — концевые выключатели; 7 — вертлюг; 8 — шток; 9 — гидроцилиндр

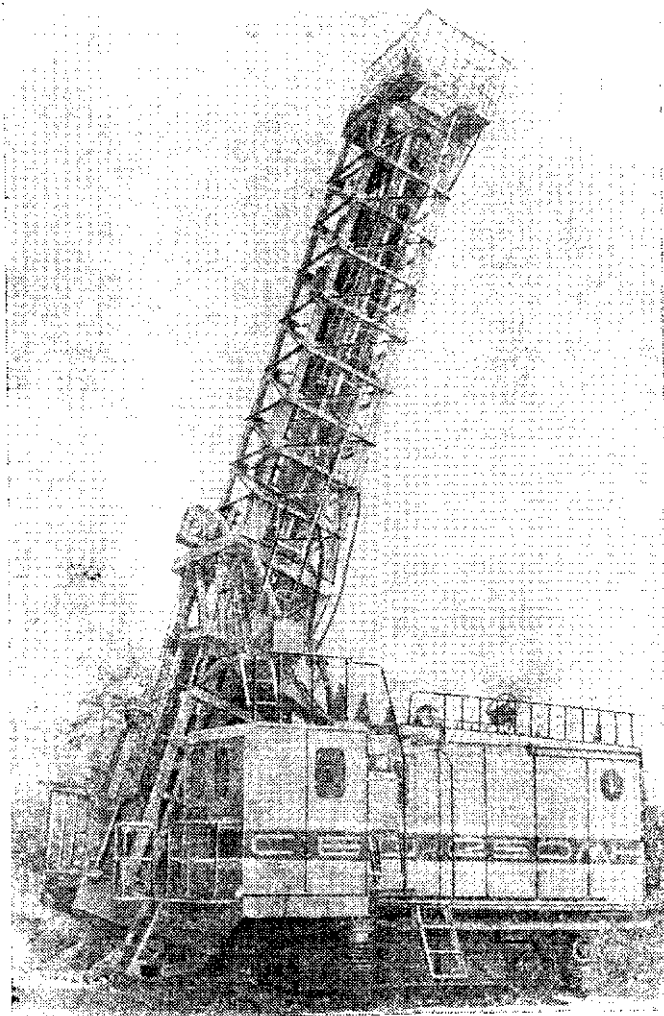


Рис. IV.24. Общий вид станка СБШ-250МН

рающейся на пружины. Для очистки рукавных фильтров последние встряхиваются с помощью электровибратора.

Электроэнергия к станку напряжением 380 В подводится через кабель. Для питания двигателя рабочего органа станка установлены тиристорные преобразователи. Система Г—Д позволяет регулировать частоту вращения стайка в диапазоне 15—312 об/мин.

Станок СБШ-250МН, сконструированный в институте Гипромашобогатение, является самоходной буровой установкой средней массы. Станок предназначен для бурения взрывных скважин шарошечными долотами диаметром 243, 269 мм на глубину 32 м (рис. IV.24). Станком бурят вертикальные и наклонные скважины как в сухих, так и в обводненных монолитных и трещиноватых породах и рудах с $\gamma = 8-18$.

Станок смонтирован на двух гусеничных тележках. На поперечных балках гусеничной тележки устанавливается рама станка с кабиной. Гусеничные тележки имеют индивидуальный привод и тормозное устройство. Рама станка перед бурением вывешивается на трех гидравлических домкратах, два из которых крепятся в передней части рамы на специальных консолях, третий крепится непосредственно к каркасу рамы в задней ее части.

С задним домкратом горизонтирования станка блокируется гидроцилиндр подъема вентилятора «Проходка-500-2м», который устанавливается под станком для отдува буровой мелочи. Перед передвижением станка вентилятор перемещается в верхнее положение.

Механизм подачи (рис. IV.25) состоит из двух гидроцилиндров / и из двух четырехкратных канатно-полиспастных систем. При ходе штока цилиндра, равном 2 м, ход бурового снаряда равен 8 м, т. е. длине штанги.

Для натяжения гирлянды служит натяжная каретка 3 и двухкратная канатно-полиспастная система 2. Каретка перемещается за вращателем со скоростью, в 2 раза меньшей скорости вращателя, и соответственно расстояние, пройденное ею, в 2 раза меньше, чем расстояние, пройденное вращателем, вследствие чего гирлянда всегда находится в натянутом состоянии. При подаче вниз на забой скважины развивается усилие до 30 тс, при извлечении бурового снаряда из скважины усилие

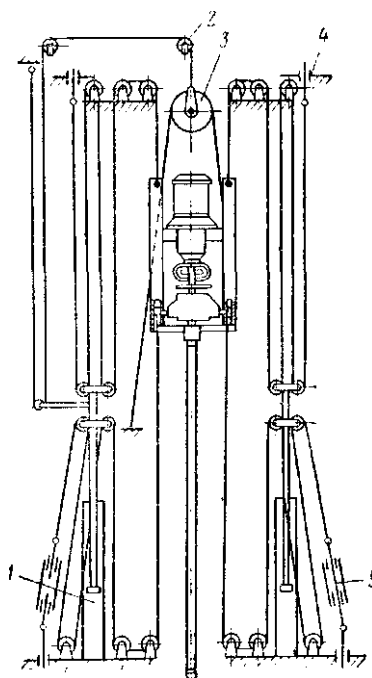


Рис. IV.25. Механизм подачи станка СБШ-250МН

равно 15 тс. Для регулирования натяжения канатов имеются регулировочные болты 4 и муфта 5-

Вращатель бурового снаряда состоит из: электродвигателя постоянного тока и редуктора. Двигатель ДПВ-52 мощностью 50 кВт с независимым возбуждением. Для охлаждения двигателя имеется вентиляционная установка. Редуктор — двухступенчатый, одпоскоростной, с передаточным числом 11,05. Номинально передаваемая мощность 54 кВт. С выходного вала редуктора вращение передается шипно-зубчатой муфте, которая служит для передачи крутящего момента опорному узлу и предохранения электродвигателя с редуктором от толчков и вибраций.

Для крепления буровых штанг и подачи их па центр скважины служит сепаратор. Вращение сепаратора осуществляется гидроцилиндром.

Механизм свинчивания и развинчивания штанг состоит из храпового механизма, подвижного фиксатора, гидродвигателя с редуктором, ключа, цилиндра поворота, храпового механизма цилиндра подачи фиксатора и цилиндра подачи верхнего ключа.

Гидропривод станка питается от одной маслостанции. Вся гидроаппаратура управления и распределения собрана в блоки и имеет подогреватели, что обеспечивает ее работоспособность в зимних условиях.

Усилие на буровом ставе зависит от давления в цилиндрах подачи, которое поддерживается регулятором давления и контролируется манометром.

Система золотников и насосов позволяет управлять скоростью подъема и спуска бурового снаряда.

Станок СБШ-250МН специально приспособлен для бурения наклонных скважин под углом 15 и 30°. Он имеет механизированный люнет, удерживающий в наклонном положении штангу при наращивании бурового става. Башмаки домкратов имеют специальный профиль, увеличивающий сцепление станка с почвой, что предотвращает возможный сдвиг станка при бурении наклонных скважин.

На станке установлен винтовой компрессор 6ВКМ-25'8, позволяющий улучшить очистку забоя скважины. Увеличена также надежность ходовой части за счет установки унифицированного гусеничного хода УГ-ГО, имеющего мощные бортовые редукторы. Кабина станка имеет виброизоляцию, антишумную герметизацию и хорошую приточную вентиляцию с подогревом воздуха и его очисткой.

Станок СБШ-320 (рис. IV. 26) смонтирован па гусеничном ходу экскаватора ЭГ-400. Особенностью хода является наличие индивидуальных осей ленинцев, снабженных гидроцилиндрами для натяжения гусеничных лент. Индивидуальные приводы гусеничных лент расположены в задней части станка, они имеют бортовые редукторы цилиндрического типа.

Рама станка выполнена из швеллеров (рис. IV.27). На раме размещено машинное отделение станка, которое разделено внутренней перегородкой на две части. В передней утепленной части размещаются электрические шкафы управления, маслостанция, блок гидроаппаратуры, насос для закачки воды в бак, насос подачи воды в пневмосистему и другое вспомогательное оборудование. В задней части машинного отделения располагаются два винтовых компрессора, а в хвостовой част станка (ниже машинного отделения) — два кабельных барабана.

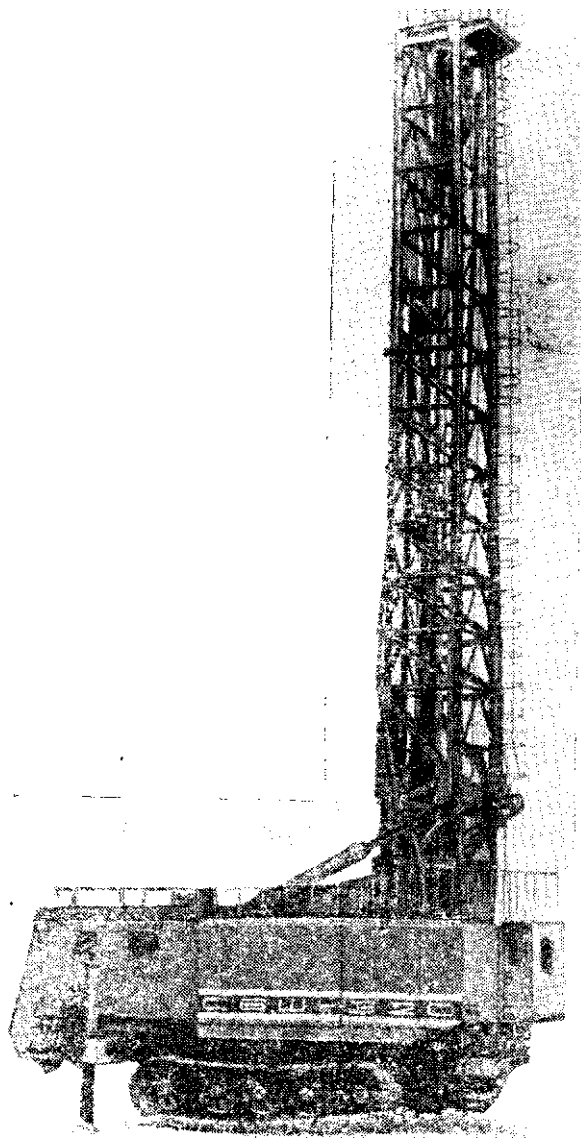


Рис. IV.26. Станок СШ-31tn

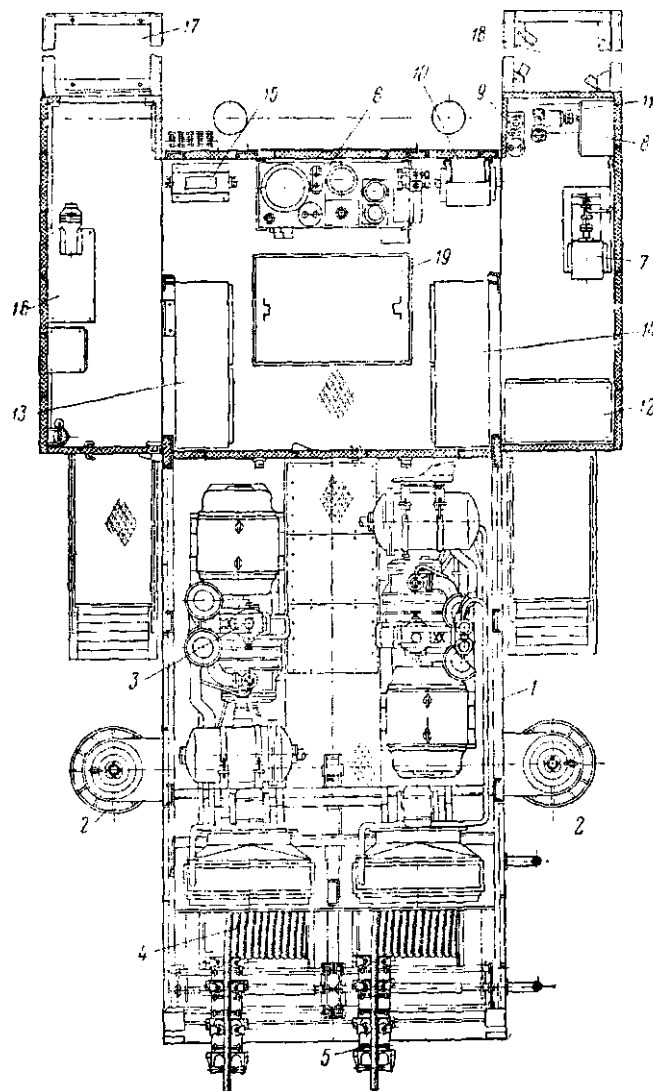


Рис. IV.27. Расположение оборудования на платформе станка СБШ-320:
 1 — рама машинного отделения; 2 — домкрат для горизонтирования станка;
 3 — винтовые компрессоры; 4 — кабельные барабаны; 5 — кабелеукладчик;
 6 — маслонасосная станция; 7 — насос для заправки воды; 8 — выпрямитель-
 ное устройство; 9 — обогреватель; 10 — блок гидроаппаратуры; 11 — насос
 подачи воды в пневмосистему; 12 — тиристорный преобразователь; 13 — шкаф
 силовой электроаппаратуры; 14 — шкаф электроаппаратуры управления;
 15 — понижающий трансформатор; 16 — верстак; 17 — кабина машиниста;
 18 — емкость для воды; 19 — люк

Станок имеет четыре гидравлических домкрата, с помощью которых машина устанавливается в горизонтальное положение. Передние домкраты крепятся к передней стенке рамы хода, а задние — к поперечной балке, которая прикреплена к нижней задней части каркаса машинного отделения. На верхней части каркаса машинного отделения установлены два кронштейна, на которых шарпирно закрепляется мачта станка. Мачта устанавливается в рабочее (вертикальное) положение или в транспортное (горизонтальное) с помощью двух гидравлических цилиндров.

Мачта представляет собой рамную конструкцию, внутри которой размещается основное оборудование станка: механизм подачи, головка бурового снаряда, сепаратор, оборудование для свинчивания и развинчивания става и замены долота. На верхнем поясе мачты закрепляются блоки механизма подачи, а также электрическая таль, предназначенная для механизации трудоемких работ, в том числе и для подъема долота. Механизм подачи развивает усилие прижатия бурового снаряда к забою скважины до 60 тс и обеспечивает подъем и спуск бурового снаряда при наращивании штанг и при разборе става.

Усилие подачи создается двумя лебедками подачи 1 (рис. IV.28) и передается на опорный узел 2 через канат 3, огибающий последовательно несколько раз цилиндрические желоба барабанов лебедок. Усилие подачи передается на канат за счет сил трения, возникающих в желобах приводных барабанов. При этом натяжение сбегающих ветвей канатов при бурении создается массой вращателя 4, а при подъеме става — натяжным устройством 5 за счет массы рычагов и усилий, развиваемых пружинами.

Подача выполняется одним канатом, концы которого закреплены на правой и левой блочных обоймах 6 опорного узла. Огибая последовательно блоки опорного узла, натяжные устройства, барабаны лебедок, верхние блоки 7 и блоки вращателя, канат образует четыре пятикратных полиспаста, два из которых расположены ниже головки бурового снаряда, а два — выше.

При бурении нижние полиспасты создают усилие подачи, а верхние обеспечивают подвеску вращателя и его синхронную подачу вслед за

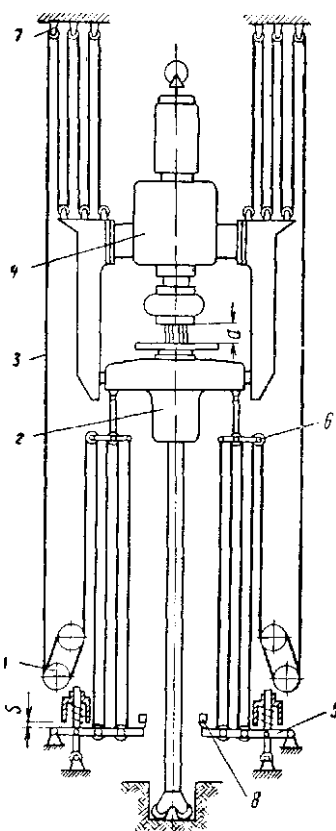


Рис. IV.28. Схема механизма подачи станка СБШ-320

спорным узлом с сохранением между ними необходимого зазора, при этом рычаги натяжного устройства занимают верхнее положение.

При включении механизма подачи на подъем става вначале поднимается только вращатель, а натяжные рычаги при этом опускаются. После выбора зазора в каретках, подхватывается опорный узел со ставом, и в дальнейшем подъем вращателя и опорного узла осуществляется совместно. При опускании става вращатель с опорным узлом перемещается совместно до тех пор, пока *штанга* не упрется в забой или в чашку сепаратора. После этого при неподвижном опорном узле вращатель опускается на величину, обеспечивающую образование необходимого зазора в каретке. При этом происходит подъем натяжных рычагов в верхнее положение. В натяжных устройствах встроены конечные выключатели δ , отключающие приводы лебедок при верхнем положении натяжных рычагов, чем обеспечивается защита сепаратора от возможного воздействия на него усилия подачи при установке штанги. При бурении действие этих конечных выключателей блокируется.

Для производства спуско-подъемных операций на станке имеется лебедка. Барабан лебедки приводится в движение либо от электродвигателя, либо от гидродвигателя. Спуско-подъемные операции производятся на больших скоростях, но при меньших усилиях, чем при подаче. При малых скоростях подъема работает гидродвигатель. Гидропривод также применяют для извлечения прихваченного бурового снаряда. Лебедка имеет колодочный тормоз с гидравлическим управлением.

Вращение бурового става осуществляется головкой бурового снаряда. В нее входят: электродвигатель постоянного тока ДПВ-72, вентиляционная установка для охлаждения двигателя, односкоростной двухступенчатый редуктор, шинно-зубчатая муфта, каретка и опорный узел.

Изменение скорости вращения бурового снаряда осуществляется изменением скорости вращения электродвигателя путем изменения напряжения с помощью задатчика скоростей. Шинно-зубчатая муфта служит для передачи крутящего момента, а также для защиты электродвигателя и вращателя от толчков и вибраций. Усилие подачи передается на буровой став через литую траверсу опорного узла, на концах которого шарнирно подвешены обоймы с блоками. Внутри траверсы смонтирован шпиндель, последний с помощью переходника соединяется с буровой штангой. В нижней части опорного узла расположен вертлюг, предназначенный для подачи водовоздушной смеси в буровой став.

К фланцам корпуса редуктора прикреплены две сварные каретки с направляющими башмаками, которые обеспечивают перемещение головки бурового снаряда по направляющим мачты. Опорный узел сочленяется с каретками с помощью подвижного соединения.

В верхней части корпуса опорного узла встроены фиксатор, предназначенный для стопорения шпинделя при свинчивании с него переходника. Опорный узел имеет тормозное устройство, которое предназначено для создания дополнительного сопротивления в замковой резьбе верхнего конца штанги при развинчивании вращателем стронутый резьбы нижнего конца штанги.

Внутри мачты помещается сепаратор, в котором хранится одна штанга. При производстве спуско-подъемных операций сепаратор подает штангу на ось скважины.

В нижней части станка смонтирован комплекс дистанционно управляемых механизмов, обеспечивающих выполнение всех операций по

сборке и разборке с гам и замене долота,— нижний ключ, верхний ключ и механизм замены долота. С помощью нижнего ключа производится страгивание резьбы между штангами, а также между штангой и долотом. Кроме того, в конструкцию ключа входит кондуктор. Верхний ключ предназначен для удержания верхней штанги при страгивании резьбы нижним ключом. Он имеет два гидравлических цилиндра, один из которых подводит ключ к штанге, а второй служит для выдвижения плашки при захвате штанги. Механизм замены долота служит для удержания долота при его замене и для отвода от оси бурения изношенного долота и подведения к оси нового. Выполнен он в виде шарнирно закрепленного двуплечового рычага, на большом плече которого расположена чашка для долота.

Гидропривод станка СБШ-320 позволяет выполнить следующие операции: подачу бурового снаряда на забой и его перемещение, свинчивание и развинчивание штанг и замену долота, управление сепаратором, горизонтирование станка, подъем и заваливание мачты, натяжение гусеничной цепи, управление колодочными тормозами привода лебедок механизма подачи.

Силовая подача бурового снаряда на забой осуществляется только в режиме бурения. Все остальные операции выполняются в режиме вспомогательных операций.

Питание всех механизмов осуществляется от одной маслonaсосной станции, в которой смонтированы регулируемый радиально-поршневой насос НП-101, эксцентриковый поршневой насос Н-403, лопастные насосы БГ12-22 и 5БГ12-22 с электроприводом, а также контрольно-регулирующая и распределительная гидравлическая аппаратура, фильтры, электродвигатели. Маслonaсосная станция имеет два бака емкостью 250 и 850 л.

Вращение долота осуществляется двигателем постоянного тока с глубоким регулированием скорости, он выполнен по системе тиристорный преобразователь — двигатель с электромагнитной системой импульсно-фазового регулирования. Применение на входе электромагнитной системы управления суммирующего магнитного усилителя с несколькими обмотками управления позволяет в электроприводе обеспечить автоматическое регулирование частоты вращения долота в зависимости от одного или нескольких параметров бурения. Для упрощения системы управления тиристорным преобразователем схема электропривода принята нереверсивная, трехфазная, мостовая. Реверс осуществляется переключением полярности тока в обмотке возбуждения двигателя.

Электропривод вращателя состоит из электродвигателя постоянного тока ДПВ-72, тахогенератора ТМГ-30, тиристорного преобразователя и релейно-контактной аппаратуры.

Станок СБШ-320 оборудован двумя компрессорами 6ВКМ-25/8. Для уменьшения пылеобразования в трубопровод сжатого воздуха подается под давлением вода. На стайке имеется бак для воды емкостью 8 м³ и центробежный насос ОНО-2. Вода в бак подается вихревым насосом. Для обеспечения нормальной работы водяной системы в зимнее время предусмотрен подогрев насосов и баков.

Буровой шлам от устья скважины воздушным потоком уносится от станка, для этой цели под станком поставлены два вентилятора «Проходка-500-2м».

Основным достоинством станка СБШ-320 является возможность бурения скважин большого диаметра и большой глубины. Непрерывная

Т а б л и ц а IV.27

Техническая характеристика шарошечных буровых станков для открытых разработок

Показатели	Станок				
	2СВШ-200	2СВШ-200Н	СВШ-250	СВШ-250МН j	СВШ-320
Диаметр долота, мм	190, 214	214, 243	243, 269	243, 269	320
Глубина бурения, м	24	40	34	34	40
Угол бурения к горизонту, градус	90	60, 75, 90	90	60, 75—90	90
Величина подачи, м	1,0	1,0	6,0	8,0	19,5
Осевое давление, тс	0—20	0—20	0—30	0—30	0—60
Скорость подачи, м/мин	1,3	1,3	1,0	0,9	1,0
Частота вращения долота, об/мин	15—316	15-316	81 — 157	30—152	35—130
Крутящий момент, кгс-м	142—560	142—560	372—722	420	500—1000
Мощность вращателя, кВт	50	50	75	50	100
Производительность компрессоров, м³/мин	18	25	25	25	50
Скорость передвижения станка, км/ч	0,6	0,6	J 0,6	0,737	0,33

Продолжение табл. IV.27

Показатели	Станок				СВШ-320
	2СВШ-200	2СВШ-200Н	СВШ-250	СВШ-250МН	
Удельное давление гусениц на грунт, кгс/см³	1,1	1,1	1,0	1,143	1,0
Суммарная мощность двигателей, кВт	320	282	333,5	386	712
Основные размеры, мм:					
длина	8 350	8 350	7 820	8 625	12 500
ширина	5 150	4 800	4 690	4 960	5 450
высота	10 700	10 700	14 450	15 310	25 200
Масса, т	45	50	50	65	110
Цена, тыс. руб	51,0	107,0	88,0	110,0	240,0
Завод-изготовитель	Барвенковский <<Крас- 11 Т" " V I *	Бузулукский тяжелого машиностро- ения им. Куйбышева	«Коммунист», (г. Кривой Рог) и Воро- нежский гор- нообогатитель- ного оборудо- вания	Воронежский тельного об	

подача на длину 18 м позволяет резко сократить продолжительность спуско-подъемных операций.

Основные технические данные о стайках шарошечного бурения, применяемых на открытых разработках, приведены в табл. IV.27.

§ 18. Буровой станок БШ-145М для подземных горных разработок

Для бурения скважин шарошечными долотами Востокмашзавод выпускает станок БШ-145М (рис. IV.29).

Техническая характеристика бурового станка БШ-145М

Диаметр буримой скважины, мм	145
Глубина бурения, м	До 100
Осевое давление на забой, тс	17
Величина подачи, мм	750
Частота вращения долота, об/мин	146
Крутящий момент на долоте, кгс-м	200
Расход промывочной воды, л/мин	130
Давление промывочной воды, кгс/см ²	6—7
Направление бурения	Верхняя полусфера
Мощность электродвигателя на вращателе, кВт	30
Рабочее напряжение, В	380
Наибольшее давление масла в гидросистеме, кгс/см ²	100
Основные размеры станка, мм:	
длина	2600
ширина	1000
высота	1900
Мнимальные размеры выработки, м	3X3
Основные размеры насосной станции, мм:	
длина	1225
ширина	645
высота	1170
Число рабочих, обслуживающих станок	2
Масса, кг:	
станка	1500
насосной станции	307
Цена станка, тыс. руб.	11,0
Завод-изготовитель	Востокмашзавод (г. Усть-Каменогорск)

Станком можно бурить скважины диаметром 145—190 мм в породах и рудах с ρ до 18. Основными узлами машины является рама, в цапфах которой установлен вращатель для обурирования всего скважин. Основание рамы выполнено в виде салазок. В выработке раму укрепляют при помощи распорных колонок. Вращатель 2 состоит из траверсы, опорного узла, посредством которого осевое усилие от цилиндров подачи передается на став штанг и долото, редуктора, передающего крутящий момент от электродвигателя на шпиндель и вертлюга для

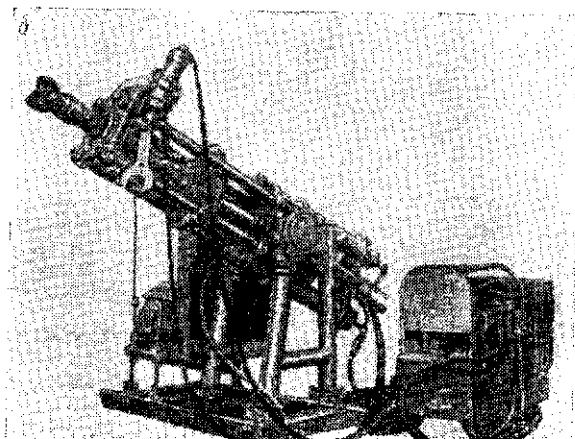
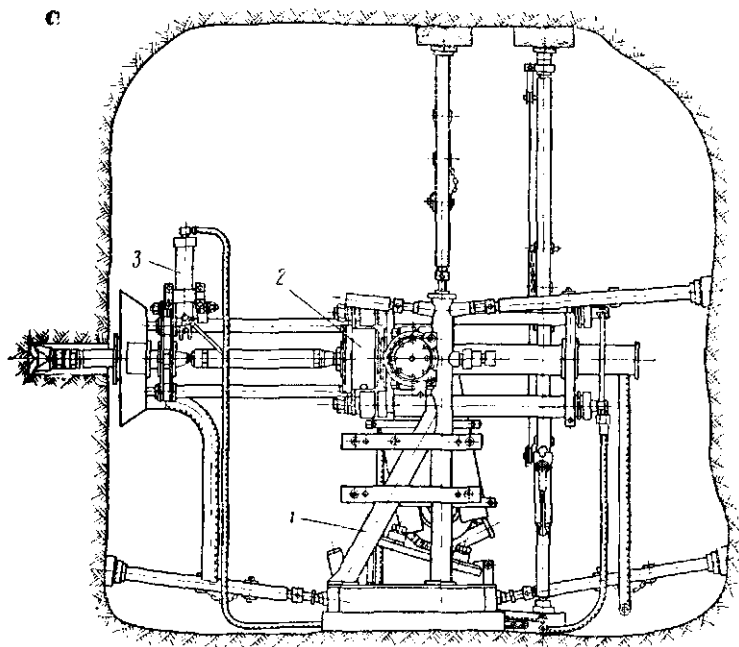


Рис. IV.20. Станок БЩ-145М:
а — схема устройства; б — общий вид

подачи промывочной воды в скважину. Гидроключ 3 служит для разборки става штанг.

Маслонасосная станция смонтирована на отдельной раме с салазками и состоит из маслобака, установок насосов подачи и ускоренных ходов, пульта управления и электрического шкафа. Маслонасосная станция со станком связана гибкими шлангами. Устанавливается она вблизи станка на расстоянии 3—8 м.

Для удобства работы при наращивании и разборке става штанг, (обычно при бурении скважин под углом 45° и более) станок укомплектован площадкой. Для транспортирования по выработкам его разбирают на узлы.

§ 19. Шарошечные долота

Шарошечное долото представляет собой породоразрушающий инструмент, состоящий из корпуса и шарошек, свободно вращающихся на цапфах. Цапфой заканчивается лапа долота (рис. IV.30).

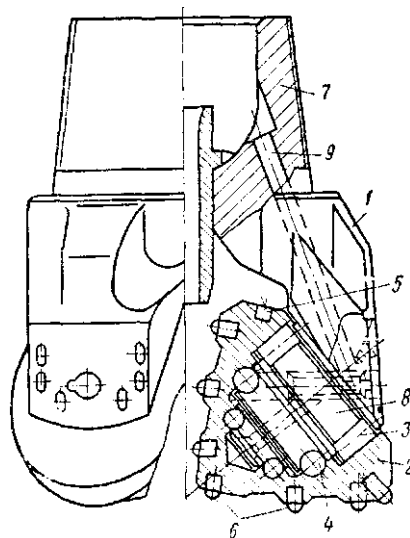


Рис. IV.30. Устройство шарошечного долота:

1 — лапа; 2 — шарошки; 3 — роликовые подшипники; 4 — замковый шариковый подшипник; 5 — штыри твердого сплава в обратном конусе; 6 — штыри в основных конусах; 7 — резьбовой ниппель; 8 — цапфа; 9 — канал для продувки

Шарошка является исполнительной частью долота и представляет собой стальной конус или цилиндр, на поверхности которого расположены зубки, последние при перекачивании шарошек по забою скважины внедряются в породу под действием осевого усилия, прилагаемого к долоту. Разрушенная порода удаляется с забоя скважины сжатым воздухом или водой.

Верхняя часть корпуса долота заканчивается резьбовым ниппелем, с помощью которого долото соединяется с бурильными трубами. При вращении бурильных труб будет вращаться корпус долота и шарошки. При этом частота вращения шарошки будет больше частоты вращения долота во столько раз, во сколько диаметр долота больше диаметра основания шарошки.

Величина сил, возникающих в зубьях, пропорциональна давлению на долоте и частоте его вращения. Эта величина тем больше, чем

дальше расположен зубок от оси скважины. Зубья, расположенные на вершине шарошек, работают почти в безударном режиме и разрушают породу за счет смятия и среза при проскальзывании. Зубья, расположенные у основания конуса шарошек, имеют наибольшую энергию удара и разрушают породу ударом и скалыванием.

Шарошки изготавливают из легированных малоуглеродистых цементуемых конструкционных сталей. Для увеличения твердости поверхность шарошек цементируют на глубину 1,5—2,0 мм, а затем закаляют до твердости HRC 57—62. После термической обработки беговые дорожки шлифуют для того, чтобы устранить деформации, возникающие в процессе закалки.

Марки и механические свойства сталей, применяемых для изготовления деталей долот, указаны в табл. 1V.28.

Для подшипников долот применяют ролики и шарики, которые готовятся на подшипниковых заводах из стали марки 55СМА, 55СМ5ФА и 50ХН. Твердость закаленных роликов должна быть HRC 53—60. Отклонения: по диаметру 0,03 мм, по длине 0,045 мм. Поверхность шарика должна быть полированной. Для уменьшения износа долот по диаметру тыльную сторону шарошек (обратные конусы) армируют зернистыми сплавами рэлит марки 3 и ТЗ или цилиндрическими вольфрамо-кобальтовыми стержнями.

Долота классифицируют также по числу шарошек. Известны одношарошечные, двухшарошечные, трехшарошечные, четырехшарошечные и многшарошечные долота. Трехшарошечные долота являются наиболее распространенными. Хорошо сочетают в себе достаточную динамичность работы, хорошую устойчивость на забое и механическую прочность опор. Многшарошечные долота применяют для бурения скважин большого диаметра (600 мм и более).

Долота различают также по геометрии наружной поверхности шарошек. Имеются долота с одноконусными и многоконусными шарошками, самоочищающегося и несамоочищающегося типа, со смещенными осями и без смещения осей. В долотах самоочищающегося типа зубчатый венец одной шарошки входит в углубление второй шарошки. Такая конструкция долота позволяет сделать шарошки большого диаметра и разместить в них более прочные опоры. Кроме того, самоочищающиеся долота хорошо работают в вязких, склонных к слипанию породах.

В зависимости от условий применения выпускают зубчатые, зубчато-штыревые и штыревые долота. Зубчатые долота разрушение породы на забое скважины производят стальными зубьями, выфрезерованными в теле шарошек, штыревые долота — штырями из твердого сплава, запрессованными или впаянными в тело шарошек.

Зубчато-штыревые долота представляют собой комбинированный инструмент. Армируются долота штырями. Штыри для армирования (ГОСТ 880—67) выпускаются промышленностью трех форм: Г25, Г26, Г54 (рис. IV.31).

Для оснащения обратного конуса шарошек с целью предохранения конуса от интенсивного износа в процессе бурения применяются штыри формы Г54.

Шарошки долот свободно вращаются на цапфах. На цапфе расположены беговые дорожки, на которых размещаются ролики и шарики подшипников. Различают подшипники скольжения С, шариковые Ш и роликовые Р. Шарошки долот малого диаметра вращаются на подшипниках скольжения с одним роликовым замковым рядом. В шарошках долот большого диаметра предпочтение отдают роликовым подшипникам. В связи с этим схемы опор шарошечных долот имеют индексы. Отсчет ведут от основания цапфы (от наружного края долота).

510

На рис. IV.32, *а* приведена схема опор: подшипник скольжения С, шариковый подшипник Ш и снова подшипник скольжения С. Следовательно, имеем первую схему СШС. Вторая схема РШС и третья РШШ. Известны и другие схемы расположения подшипников на цапфе долота.

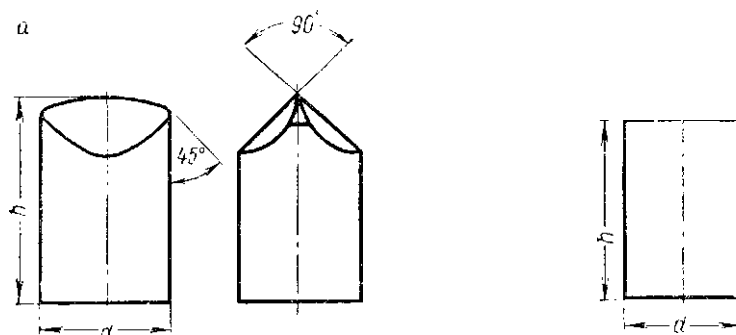


Рис. IV.31. Формы изделий для армирования шарошечных долот:
а — Г25; *б* — Г26; *в* — Г54

Шариковый подшипник в долотах является замковым. Замок препятствует продольному перемещению шарошки по цапфе.

Диаметр долот и основные размеры должны соответствовать нормам Н 554-61 и ОН 26-02-128—69.

Промышленностью выпускаются 13 типов трехшарошечных долот. Каждый тип долота предназначается для бурения пород с определенными свойствами (табл. IV.29).

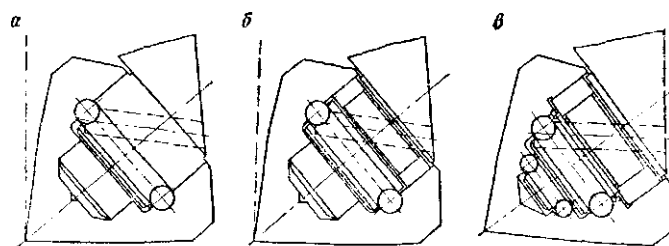


Рис. IV.32. Схемы опор шарошечных долот.
а — СШС; *б* — РШС; *в* — РШШ

Для удобства клеймения и шифровки долот каждому заводу-изготовителю присвоены условные обозначения: Бакинскому машиностроительному заводу им. С. М. Кирова — Б; Верхне-Сергипском Долодном заводу — В; Куйбышевскому долотному заводу — К; Сарапульскому машиностроительному заводу им. Ф. Э. Дзержинского — Д; Дорогобычскому долотному заводу — У; экспериментальному заводу ВНИИБТ — Н; Востокмашзаводу — Ш; Поваровскому опытному заводу — Р.

Т а б л и ц а IV.29

Типы и назначение шарошечных долот

Индекс типа долота и его назначение	Горные породы, для бурения в которых предназначено долото	Ориентировочный коэффициент крепости пород /
М, мягкие породы	Легкая песчанистая глина, мел, гипс	1—2
МЗ, мягкие абразивные породы	Слабосцементированные песчаники, мергель	2—3
МС, мягкие породы с пропластками средней твердости	Мел с прослоями песчаников, каменная соль с прослоями ангидридов	4—6
МСЗ, мягкие абразивные породы с твердыми пропластками	Песчано-глинистые сланцы, плотные глины с прослойками песчаников	4—6
С, средней твердости породы	Плотные глины, глинистые сланцы, известняки средней твердости	4—6
СЗ, средней твердости абразивные породы	Песчаники, песчанистые сланцы	4—6
СТ, средней твердости породы с пропластками твердых пород	Песчаники с прослоями гипса, известняки с прослоями гипса, ангидриты	4—6
Т, твердые породы	Плотные известняки, твердые сланцы, аргиллиты	6—8
ТЗ, твердые абразивные породы	Доломитизированные окварцованные, известняки, плотные, песчаники, сиениты, вторичные кварциты	8—12
ТК, твердые породы с пропластками крепких	Известняки с пропластками доломитов, известково-глинистые сланцы, магнетиты	8—10
ТКЗ, твердые абразивные породы с пропластками крепких	Окварцованные известняки с пропластками кремневых пород, доломитизированные известняки	10—12
К, крепкие породы	Окремнелые, известняки, доломиты, перидотиты, гранодиориты, средние граниты	10—12
ОК, очень крепкие породы	Граниты, кварциты, диабазы, базальты, джеспилиты	12—30

Т а б л и ц а IV.30

Шифры шарошечных долот

Тип шарошечных долот					
ц о R t s	С	СЗ	СТ	т	ТЗ
76		-		Ш-76Т	Ш-76ТЗ
93	2В-93С	-	-	1В-93Т	В-93ТЗ
97	В-97С	-		В-97Т	В-97ТЗ
112	2В-112С	-	-	1В-112Т	Ш-112ТЗ В-112ТЗ
118	2В-118С	-		2В-118Т	В-118ТЗ
132	1В-132С	-	-	1В-132Т	В-132ТЗ
140	4В-140С	-	1	4В-140Т	-
145	В-115С	-	-	3В-145Т	Ш-145ТЗ
131	1В-101С	-	-	1В-131Т	
161	В-161С В-161СГ	В-161СЗГ	1В-161СТ	1В-161Т	1В-161ТЗ
190	4В-190С В-190СГ 1АВ-190СГ	3В-190СЗГ 2В-190СЗГ	В-190СТ 1К-190СТ 1К-190СТГ 2В-190СТП	В-190Т В-190ТП 1К-190Т	2К-190ТЗ 2Р-190ТЗП В-190ТЗ 2К-190ТЗГ
214	3К-214СГ 1МТ-215,9 СГ	1К-214СЗГ	2К-214СТГ 2К-214СТ 1К-214СТП	1К-21+ТГ1 2К-214Т 1АВ-215,9 ТП 2К-214ТГ	1К-214ТЗП 1К-214ТЗ
243	В-243С 1В-243СГ	В-243СЗГ	1У-243СТ	1У-243Т 1У-243ТП	У-243ТЗ Р-243ТЭП 1У-243ТЭП
269	1АВ-269СГ 2АВ-269,9 СГ	2АВ-269СЗГ В-209СЗГ 1АВ-269,9 СЗГ	1У-269СТ 1ЛН-269,9СТГ	2У-269Т 1АВ-269,9Т 1У-269ТП	1У-269ТЗ 1АВ-269,9ТЗ
295	1У-295СГ	1У-295СЗГ	1У-295СТ	1У-295Т	1АВ-295,3ТЗ 2У-295ТЗ
320	2Д-320СГ	-	-	1Д-320ТГ	

Про. олжсншю Т'оі. І.30

А Я S b ч ч Г	ТИП шпрОП?Ч ЫК ДОЮГ			
	ТК	т к з	к	О К
76	-		Ш-76К В-76К	Ш-70ОК
93	-		4 В-93 К	-
97	-	-	—	В-970К
112	-		Ш- 1 1 2 К	Ш-11 20 X
118	—	-	-	В-1 ISO К
132	-	-	В-132К	-
1 10	-	-	-	-
MS	-	-	Ш-145К	В-[1:0! (
I" I	—		ЗВ- 151 К	-
16,	7В-161ТК	! В -10 1 Т К 3	ЬВ-:Г>п<	-
ISO	1К-190ТК	2 К-190 ТКЗ 1 К-190ТКЗП	В -1 9 0 К 2 к-19 0 К	! Р-1 900КП 2 К- 19 0 0 К 2К-1900КП
214	2К-214ТК 1К-214ТКП 2К-214ТКГ	1К-2НТКЗ	2 К* 2 14 К	8 9
243	2У-24 3ТК 1У-243ТКП		2 У-24 3 К	Р-2-130К11 ЗУ-2 13СКП 1В - 2 ; 3 О К11
2С9	1У-269ТКП 2 У-2 09 Т К		2У-269К 1 А В- 269, 9 К 269,9К i	2 У-2690 КП ЗН-2690КП
29.'	1 У- 29.9 Т К	-	1 У-293К	У-2950КП
				; р-32ПОКП I 111-32СЮКП I У-3200КП

Индексы ставятся на долоте и в паспорте долота.

Шифр долота также имеет дополнительные индексы, означающие способ удаления продуктов разрушения с забоя скважины: продувка сжатым воздухом или аэрированной жидкостью — П; гидромониторная промывка — Г; литые шарошки — Л.

В шифре шарошечного долота первые цифры указывают конструктивную модель долота, буквы — завод-изготовитель, следующие цифры — диаметр долота в миллиметрах или дюймах, последующими буквами обозначен тип долота. Затем ставятся буквы, указывающие способ удаления продуктов разрушения. Пример шифровки долота 13Р-2140КЛ: 13 — порядковый номер модели; Р — индекс, присвоенный заводу-изготовителю, в данном примере Поваровскому опытному заводу; 214 — диаметр шарошечного долота (мм); ОК — тип шарошечного долота; П — для бурения с продувкой воздухом.

Долота больших размеров (диаметром 350 мм и более), как правило, изготавливают с целым корпусом, к которому приваривают лапы с шарошками. Такие долота называют корпусными. Долота меньших размеров сваривают из отдельных лап. Они не имеют специального корпуса и по этому называются бескорпусными или секционными.

В табл. IV.30 приведены шифры шарошечных долот, выпускаемых промышленностью.

§ 20. Конструкция шарошечных долот

Зубчатые долота выпускают для бурения мягких, средних и твердых пород. В зависимости от твердости пород изменяется геометрическая форма шарошек и самих зубьев.

Долота типа М и МС (рис. IV.33, а) предназначены для бурения самых мягких нецементированных или слабоцементированных пород, а также мерзлых грунтов с $f = 1-3$.

Долота типа С и СТ (рис. IV.33, б) предназначены для бурения пластичных и хрупкопластичных пород с $f = 3-5$. Так как эти породы требуют для разрушения больших удельных давлений, зубьям этой группы придают большую прочность. Их делают более массивными, меньшими по высоте и с углом заострения $45-50^\circ$. Во избежание чрезмерного истирания зубьев уменьшают степень проскальзывания их при работе, снижая угол наклона осей цапф долота до $55-52^\circ$. Угол наклона плоскости забоя принимают равным от 3 до 5° .

Чтобы улучшить калибровку скважины и уменьшить износ долот по диаметру, периферийным зубьям на одной или двух шарошках придают Г- или Т-образную форму, а тыльные конуса шарошек покрывают твердым сплавом.

Долота типа СЗ по конструкции сходны с долотами типа С, но отличаются от них вооружением: у них вместо фрезерованных зубьев в шарошки запрессованы твердосплавные зубки с клиновидной рабочей частью. Благодаря такому вооружению эти долота позволяют бурить скважины в абразивных породах средней твердости.

Долота типа Т (рис. IV.33, в) предназначены для бурения в твердых скальных породах сравнительно небольшой абразивности, характеризующихся хрупкопластичным разрушением, и с $f = 6-8$. Для разрушения таких пород необходимо ударно-дробящее действие зубьев долота при минимально возможном проскальзывании по забою. Поэтому долота типа Т выпускают с минимальным углом наклона цапф ($50-52^\circ$), шарошки делают одноконусными и располагают их в долоте без смещения осей с таким расчетом, чтобы забой принимал почти плоскую форму,

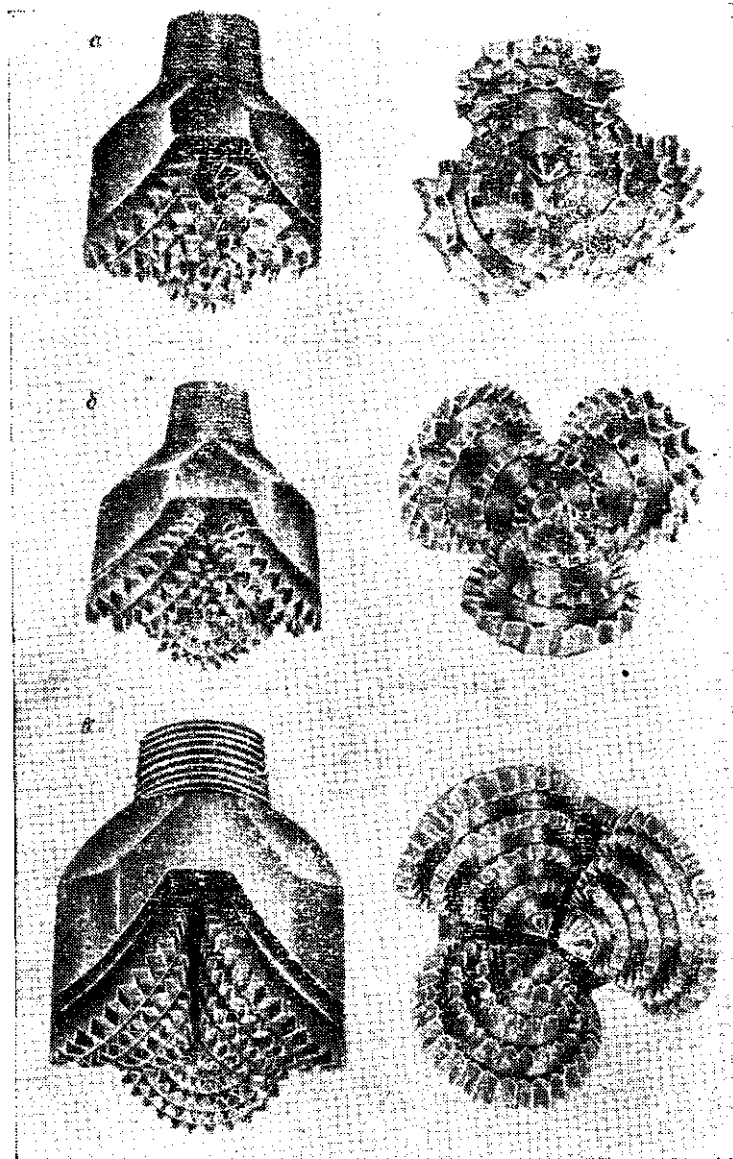


Рис. IV.33. Зубчатые долота.
 а — типа М; б — типа С; в — типа Т

а зубья при работе шарошек не имели проскальзывания по забою. Зубья делают массивными и прочными с углом заострения $50-60^\circ$. Зубья на периферийных венцах очень часто выполняют Т-, Е-образными или перепончатыми, чтобы в условиях высокой абразивности пород обеспечить меньший износ по диаметру. Иногда на периферийных венцах запрессовывают в тело шарошек штыри из твердого сплава ВК.8В. Такие долота называют зубчато-штыревыми.

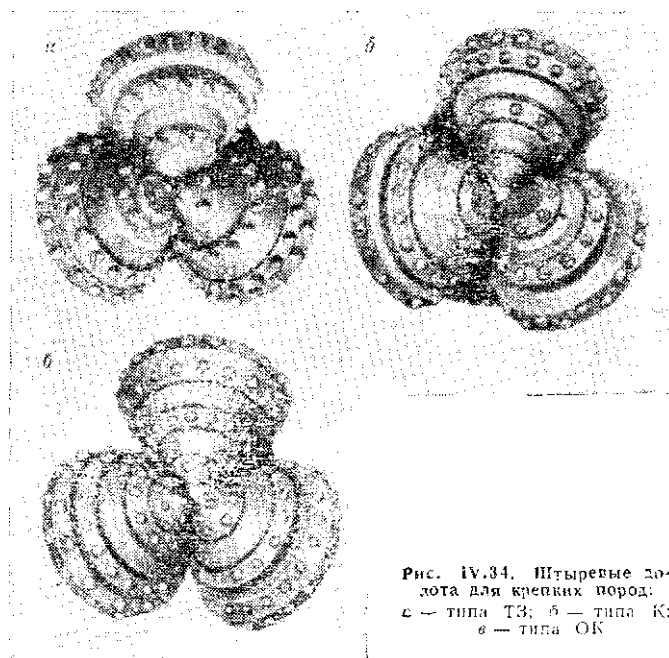


Рис. IV.34. Штыревые долота для крепких пород:
а — типа ТЗ; б — типа К;
в — типа ОК

для бурения крепких пород выпускается штыревые шарошечные долота.

Долота типа МЗ армированы штырями с клиновидной рабочей частью. Опоры у шарошек шариковые (ШШШ), шарошки самоочищающиеся со смещенными осями. Применяют их в том случае, когда долота типа М имеют высокий износ вооружения.

Долота типа МСЗ по конструктивным параметрам аналогичны Долотам типа МС, но в шарошки вместо литых зубьев запрессованы твердосплавные зубцы с клиновидной рабочей поверхностью. Применяют их для бурения в абразивных мягких породах с прослойками средней твердости.

Долота типа ТЗ (рис. IV.34, а) отличаются от долот типа Т тем, что у них шарошки оснащены зубками из твердого сплава с клиновидной рабочей частью. Предназначены они для бурения абразивных пород.

Долота типа К (рис. IV.34, б) применяют для бурения скважин в самых твердых и крепких абразивных породах. Шарошки долота — одноконусные, самоочищающиеся, с твердосплавными зубками, с полусферической поверхностью. Долота выпускают в двух вариантах: для бурения с промывкой или продувкой сжатым воздухом.

Долота типа ОК (рис. IV.34, в) предназначены для бурения особо крепких горных пород. Шарошки имеют большее число штырей, чем долота типа К. При увеличении диаметра долота увеличивают и диаметр штырей. Вылет штырей у долот типа ОК *меньший*, чем у долот типа К. В обратный конус шарошек запрессованы зубки из твердого сплава

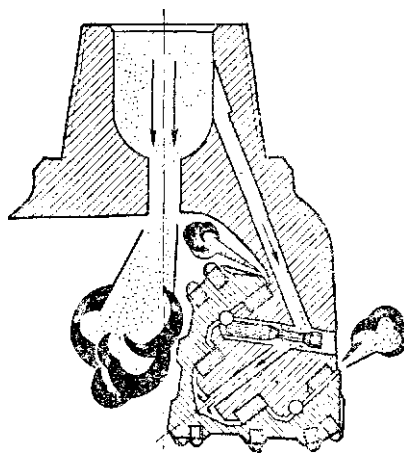


Рис. IV.35. Схема продувочных устройств долот типа ОК

с плоской рабочей частью. Такое решение позволяет на более длительное время сохранить диаметр долота. Подвод воздуха к забою с;взжппы у долот этого типа осуществляется через центральное продувочное отверстие. Часть воздуха поступает в опоры шарошек, омывает подшипники и выходит наружу. Такое техническое решение улучшает охлаждение слоо и предотвращает попадание шлама в подшипники долота. На рис. IV.35 показана принципиальная схема продувочных устройств долот типа ОК.

Долота типа ТК с IV.30, а) имеют КОМБИ П-роеанное зубчат-штырное вооружение. У этих долот периферийные венцы па все; шарошках оснащены твердо-

сплавными зуоками, а вершина и средние венцы шарошек — стальными фрезерованными зубьями призматической формы.

В некоторых долотах типа ТК стальные фрезерованные зубья чередуются с твердосплавными зубками с полусферической формой рабочей поверхности. Вылет штырей у шарошек увеличен за счет фрезерованных оснований для штырей. Долота с таким вооружением наиболее эффективно разрушают породы, состоящие из чередующихся крепких и пластичных пропластков.

Долота типа ТКЗ (рис. IV.36, б) имеют более усиленное вооружение, чем долота ТК. У этих долот также зубья чередуются с полусферическими и клиновидными рабочими поверхностями. Но клиновые зубья у них заменены штырями клиновидной формы из твердого сплава. Штыри имеют увеличенный вылет над телом шарошки.

При подземной разработке рудных месторождений, а также па карьерах при заоткоске бортов уступов, при экранировании массовых взрывов, а такя^е для пелен селективной отбойки руды и при эксплуатационной разведке применяют скважины диаметром от 7ti до 145 мм.

Долота диаметром 76 дш Ш-7СОК серийно выпускает Востокмаш-завод. Долота имеют подшипники, выполненные по схеме СШС. Ша-

рошки долот армированы штырями в количестве 77 шт. диаметром 4 и 5 мм. Шаг зубков 8,5—10 мм, вылет зубков 1,5—2,0 мм.

Долота диаметром 97 мм В-970К освоены Вгрхне-Сергинским заводом и по конструкции аналогичны долотам 2Н-7ГОК.

Долота диаметром 112 мм имеют подшпик, выполненные по схеме РШС. Шарошки долот армированы штырями диаметром 5—0 мм. В тыльную часть шарошки запрессованы штыри диаметром 4 мм. Долот выпускает Восгокманзавод под шифром Ш-1120К.

Долота диаметром 145 мм разработаны ВНИИБТ и выпускаются Востокмашзаводом под шифром Ш-1450К. Они имеют оплош с выполнением по схеме РШС. Вооружение шарошек аналогично долотам 4Н-7(Ю).

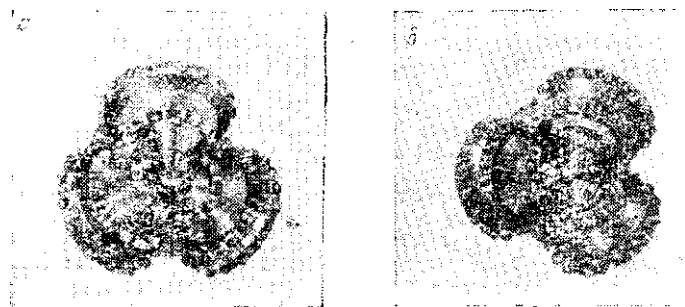


Рис. 10. Шарошечные долота:
а — типа ТК; б — типа ТКЗ

Трехшарошечное долото 1У-2420КП имеет усложненное вооружение. На венцах шарошек запрессовано 270 штырей из твердого сплава со сферической рабочей поверхностью, а на тыльной калабрующей части запрессованы заподлицо с шарошкой 14 штырей с плоским торцом формы "4".

Долота 1У-24313Л отличаются от долот типа Т вооружением: шарошки оснащены 155 штырями из твердого сплава с клиновидной рабочей частью формы Г25. Тыльная калибрующая часть шарошек армируется твердым сплавом рэлит. В секциях просверлено по одному каналу, которые служат для продувки полости шарошек с целью предотвращения попадания в них частиц шлама.

Долота 8Н-2КТКЗ состоят из чередующихся штырей твердого сплава с полусферическими и клиновидными вершинами. На периферийных венцах шарошек запрессованы штыри большего диаметра, чем на венцах основного конуса шарошки.

Самые крепкие породы бурят, как правило, долотами типа ОК. Но если на карьере встречаются породы более слабые, то целесообразно подобрать долото с большим вылетом зуба, т. е. перейти на долота ТК и ТЗП. При очень абразивных породах вершины шарошек быстро изнашиваются — образуется так называемая сахарная голова. В этом случае подбирают долото с усиленным вооружением средней части (долота ОКП). При бурении пород средней крепости иногда бывает выгодно отказаться от армированных долот и перейти к зубчатым

долотам (Т и ТК). Эти долота будут иметь меньшую проходку на долото, но зато их стоимость меньше и удельные затраты могут быть также меньшими.

На карьере надо иметь несколько типов долот; применяя их в соответствующих породах, можно получить минимальные затраты на бурение.

§ 21. Устройство для защиты долот от шлама

При бурении обводненных скважин в забое неизбежно образуется шлам. При прекращении бурения для наращивания очередной штанги и по другим причинам, когда прекращается подача воздуха, шлам через центральное продувочное отверстие проникает в полость буровых труб и забивает продувочные каналы опор. Для предохранения долота от зашламовывания в центральное продувочное отверстие долота ввертывается обратный клапан.

Устройство клапана показано на рис. IV.37. В сопло долота 1 ввертывается корпус клапана 2, который поджимает к верхней кромке долота фланец 3. Для уплотнения зазора между фланцем и долотом устанавливается резиновое кольцо 4. Поршень клапана 5 поджимается пружиной 6 к фланцу и уплотнением 7 закрывает отверстие 3, расположенное по кругу во фланце.

Когда в работу включается компрессор, то поршень клапана 5 благодаря давлению на него сжатого воздуха опускается вниз, преодолевает усилие пружины 6 и открывает каналы 9, имеющиеся в корпусе клапана. По этим каналам воздух поступает в нижнюю часть долота, омывает забой скважины и через затрубное пространство уходит из скважины, унося с собой продукты разрушения. Часть воздуха проходит по каналам 10 внутрь цапф долота и продувает подшипники шарошек. При прекращении подачи сжатого воздуха поршень клапана поднимается пружиной вверх и закрывает отверстие 8. Оставшийся внутри долота воздух предотвращает попадание шлама внутрь сопла долота и в подшипники.

На некоторых рудниках клапан ставят в нижнем переходнике (рис. IV.38). Такое расположение клапана удобно тем, что его не надо каждый раз ввертывать в долото. В этом случае клапан работает длительное время. Клапан устроен следующим образом: в переходник ввертывается седло 1 с десятью отверстиями, через которые проходит воздух к забою скважины. В центре седла имеется отверстие, куда запрессовывается текстолитовая втулка 2. Снизу отверстия в седле прикрываются резиновой прокладкой 3, причем прокладка помещается внутри тарелки 4. Тарелка прижимается к седлу с помощью штока 5 и пружины 6. Пружина имеет диаметр 15 мм и изготовлена из кремнистой стали диаметром 1,5 мм. Натяжение пружины регулируется с помощью гайки 7.

§ 22. Буровой став

Буровой став (рис. IV.39) состоит из долота, наддолотного амортизатора и буровых штанг. Если амортизатор не применяют, то в комплект входит одна концевая штанга и четыре основные буровые штанги. Концевая штанга состоит из трубы с приваренными ниппелями — нижним и верхним. Основная буровая штанга состоит из трубы с приваренным штуцером и ниппелем.

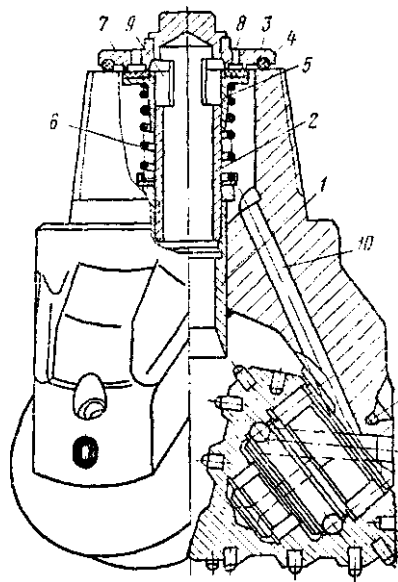


Рис. IV.37. Клапан для шарошечного долота

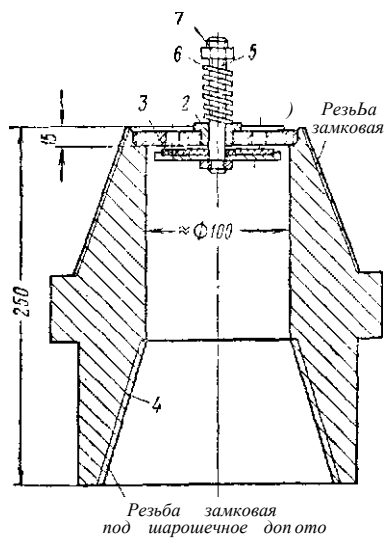


Рис. IV.38. Схема установки клапана в переходнике

Л
1

А А

Рис. IV.39. Буровой стан

Штуцера и инпгели имеют внутри отверстия для прохода воздуха, а также коническую замковую резьбу. С помощью резьбы буровые штанги свинчиваются одна с другой. Снаружи нишпели имеют лмскп для захвата штанги ключом или секторами кассеты. Иногда для подсоединения к буровому ставу долот разных диаметров пользуются переходниками, которые готовят на месте.

Для ремонта бурового инструмента па руднике необходимо иметь трубонарезной станок; обычно устанавливают станок тина 9111-1С Тбилисского станкостроительного завода.

Для изготовления нишпеле:!! п переходников применяют сталь 40Х (ГОСТ 4543—71). Трубы изготавливают из стали марки Д (ГОСТ 8732—70). Штанги и нишпели для подземного бурения скважин диаметром 145 и 190 мм изготавливают из стали 30ХГСА. Размеры штанг приведены в табл. IV.31.

Т а б л и ц а IV.31

Типоразмеры буровых штанг

Диаметр долота,	Обыкновенные штанги				Укороченные штанги				Примечания
	Диаметр, мм		I	S	Диаметр, мм		1	X	
	%	£			κ	q			
	$\frac{a}{X}$	$\frac{\bar{y}}{\bar{X}}$	I Ст	1	$\frac{X}{X}$	$\frac{q}{q}$	$\frac{x}{c^*}$	$\frac{f}{k}$	
145	89	69	820	17	89	69	600	12	Для станков БШ-145 и БШ-190
190	114	94	820	27	114	94	600	12	
214	180	148	8 102	628	180	148	2600	245	
243, 2G9	200	159	8 000, 700			-			Утяжелен- ная штанга
243, 269	200	100	8 000 1461						
295, 320	270	213	18 477,3224						

Амортизатор представляет собой упругую систему и устанавливается между штангами и долотом. Если нет амортизатора, то при работе долота на забое возникаетвибрация, которая передается буровому ставу. Амортизатор, давая возможность долоту совершать колебательные движения, вместе с тем передает буровому ставу колебания с уменьшенной амплитудой. Уменьшение вибрации бурового снаряда благоприятно сказывается как на работе долота, так и на работе механизмов станка. Износостойкость долота при этом возрастает на 20—25%, а ресурс работы механизмов вращения возрастает на 30—40%, что уменьшает простои станков и затраты на ремонт.

Амортизатор состоит из двух перемещающихся друг относительно друга концентрических труб, между которыми в обоймах расположены эластичные резиновые элементы, воспринимающие энергию вибрации (рис. IV.40).

Наружная труба имеет нишпель 1, эжектор 2, трубу 3, втулку 4, шайбу 5, наружное кольцо 6, шлицевую муфту 7 и кожух 8. Внутренняя

труба имеет поршень 9, шайбу 10, внутреннее кольцо 11, трубу 12, шлицевый шпindel 13 и муфту 14.

Между наружной и внутренней трубами расположены наборы упругих резиновых элементов 15. Для защиты полости упругих элементов от шлама между наружной и внутренними трубами в верхней и нижней части амортизатора установлены гофрированные элементы 16, а также манжеты и резиновые кольца.

Осевое усилие на долото передается через шпindel 1, эжектор 2, трубу 3, втулку 4, шайбу 5, упругий элемент 15, шайбу 16, внутреннее кольцо 11, шлицевый шпindel 13 и муфту 14.

Крутящий момент от наружной на внутреннюю трубу передается через шлицевое соединение.

Техническая характеристика амортизатора АН-2ЛО

Диаметр лелстп, мм	243-2С9
Нагр\к\л, тс:	
р\с\т\и\с\т	30
предельная	40
Передаваемый крутящий моме\к\ с-м	БОО
Ход а\с\ор\ «затора, мм	До 20
Основные размеры, мм:	
диаметр	200
длина	35 С0
Масса, кг	570

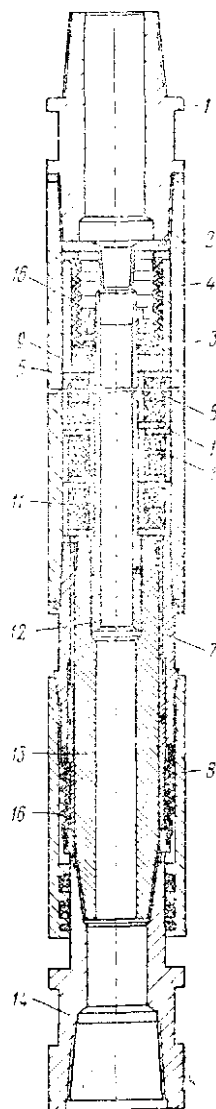
§ 23. Режимы бурения скважин шарошечными долотами

Основными факторами, определяющими рациональный режим бурения шарошечными долотами, являются: осевая нагрузка на долото, частота вращения долота и очистка забоя от буровой мелочи.

Осевая нагрузка зависит от крепости породы, диаметра долота и удельного давления на каждый сантиметр диаметра. Максимальное значение осевой нагрузки предопределяется следующими факторами: прочностью зубьев долота, прочностью опор долота, продольной устойчивостью колонны бурового става, частотой вращения долота (табл. IV.32).

При работе с недостаточной осевой нагрузкой резко уменьшается проходка на долото.

Для большинства пород осадочного происхождения, обладающих пластичностью, с увеличением частоты вращения долота и прост скоро-



Нн., иv.40. Наздо-
лотный амортизатор

сти бурения уменьшается. Увеличение частоты вращения, как правило, влечет за собой повышение вибрации бурового става, что приводит к поломке зубьев или штырей долота и увеличивает износ опор, так как при больших ударных нагрузках резко возрастают контактные напряжения в беговых дорожках шарошек и цапф. Особенно опасны резонансные колебания, возникающие тогда, когда частота возмущающих колебаний, зависящая от конструкции долота, равна или кратна частоте собственных колебаний бурового става.

Т а б л и ц а IV.32
Рекомендуемые удельные давления для долот разного типа

Тип долота	Удельные давления на 1 см диаметра долота, кгс
м и МС	200—600
С	300—800
ст	500—1000
т	700—1000
тк	800—1500
тз ткз, к и ОК	900—2000

Для долот большого диаметра можно допустить и значительно большие удельные нагрузки. Долота большого диаметра позволяют разместить более мощные шарошки с большим числом зубьев и большим радиусом удаления их от центра забоя. Это значит, что при одной и той же частоте вращения долота большого диаметра будет наносить по забою большее число более мощных ударов. С этой точки зрения крепкие породы следует бурить долотами диаметром 250—320 мм.

На каждом руднике целесообразно разработать оптимальные режимы эксплуатации имеющегося парка буровых станков применительно к горным породам.

В качестве примера в табл. IV.33 приведены режимы, рекомендуемые на карьерах Союзасбеста для станков 2СВШ-200.

При бурении шарошечными долотами для очистки забоя скважины используют: промывку водой (применяется главным образом при

Т а б л и ц а IV.33
Режимы эксплуатации шарошечных долот диаметром 214 мм

Кoeffи-циент сцепности пород f	Породы	Режим бурения	
		Освоее уси-лие, тс	Частота вращения до- J от л, об/ч и и
4—6	Выветрелые серпентиниты, сильно выветрелые перидотиты	10 - 12	150—160
6—9	Серпентиниты, выветрелые габбро	12 - 15	140—160
10—12	Плотные серпентиниты, выветрелые перидотиты	16 - 18	120—130
12—16	Плотные перидотиты, выветрелые габбро	18 - 20	105—120
16—18	Диориты, габбро	20 - 22	80—110
18—20	Диориты, габбро	20 - 22	50—110

бурении в подземных условиях), продувку сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью. Обычно применяют воздушно-водяную смесь.

Для интенсификации очистки забоя скважины применяют долота с продувочными насадками, расположенными в лапах между шарошками и направленными в место сопряжения вертикальных стенок скважины с плоскостью забоя. Долота с такими насадками (долото типа Г) позволяют увеличить проходку на 20—30%.

§ 24. Правила эксплуатации долот

Шарошечные долота требуют тщательного ухода и строгого соблюдения правил эксплуатации. Наиболее важные из них следующие.

Новое долото должно быть осмотрено на предмет отсутствия важных дефектов, таких, как трещины, излом отдельных деталей, смятия резьбы.

Для защиты резьбы от повреждения на каждое долото наворачивается колпак с проушиной. При подъеме долота пользуются лебедкой, канат которой снабжается карабином, последний захватывает проушину.

Перед навинчиванием долота следует проверить, плавно ли вращаются шарошки на опорах, не задевают ли между собой зубья шарошек, осмотреть, не забиты ли продувочные каналы в лапах долота. Обычно полость подшипников, а часто и каналы на долотных заводах заполняются консистентной смазкой.

Рекомендуется после навинчивания долота на буровой став включить компрессоры и продуть долото на весу, проворачивая шарошки вручную до тех пор, пока из каждой шарошки в зазор между шарошкой и козырьком лап не будет проходить воздух. Только в этом случае можно начинать бурение.

Бурить новым долотом и забуривать каждую новую скважину обязательно надо начинать при уменьшенных нагрузках на забой (не более 15—25% от рабочих нагрузок).

Продолжительность приработки долота к забою или время забуривания должно быть 10—15 мин. Нагрузку на долото надо увеличивать постепенно, без резких рывков и ударов. Категорически запрещается вначале давать нагрузку на долото, а затем включать вращатель.

При вынужденных перерывах в бурении рекомендуется тщательно продуть скважину и поднять буровой став. При спуске става следует избегать ударов долота о забой скважины, так как это может привести к поломке зубьев и разрушению опор.

Перед началом бурения новой скважины надо промыть опоры шарошек и смазать их жидким маслом или дизельным топливом. Нельзя начинать бурить новую скважину с невращающимися шарошками.

В табл. IV.34 приведены рекомендуемые режимные параметры для долот различного диаметра.

Заклинивание опор шарошек, сильный износ элементов опоры хотя бы одной из шарошек, сильный износ вооружения шарошек сопровождается большой вибрацией, вращением инструмента рывками, а также снижением скорости бурения.

По каждому долоту, находящемуся в работе, ведется запись в буровом журнале. Форма записи регламентируется соответствующей инструкцией.

Т а б л и ц а IV. G O

Режимные параметры эксплуатации шарошечных долот
(по данным ВПИИБТ)

Диаметр долота, мм	Н а р у ж н ы й ди аметр бур ильн ых труб, мм	Осевое усилие (тс) на долото		Частота вращения (об/мин) долота	
		C, CI, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, I к, о к !	С, СТ, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, к, о к
76	63,5	2,5—3	3,5—4	180—250	120—150
97	73	3,5—4	5—6	180—250	120—150
112	89	5—6	7—9	180—250	120—150
145	89—114	0—8	10—12	180—250	120—150
190	152	14—16	18—22	150—200	80—150
214	180	18—20	22—25	150—200	80—150
243	203	22—25	25—28	150—200	80—150
269	219	25—35	30—35	150—200	80—150
269	219	25—35	30—35	150—200	80—150
293	245	—	До 40	—	80—150
320	275	—	До 50	—	80—150

Продолжение тл'л. IV.3 4

Диаметр долота, мм	Н а р у ж н ы й ди аметр бур ильн ых труб, мм	Расход рабочего агента при бурении		
		с продувкой ВОЗДУХОМ, м ³ /мин	с промывкой Водой, л/мин	
		С, СТ, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, К, I	0 к
76	63,5	9	4—5	60
97	73	9	6	60
112	89	9	9	120
145	89—114	12	10	200
190	152	15—18	15	—
214	180	20—22	15—18	—
243	203	27—32	24—27	—
269	219	35—40	30—35	—
269	219	35—40	30—35	—
295	245	—	40—45	—
320	275	—	До 60	—

§ 25. Определение производительности шарошечных станков

Продолжительность станка шарошечного бурения может быть определена по формуле

$$L = 7 \cdot T_{\text{см}} \cdot D_m,$$

где T — продолжительность смены, ч; $t_{\text{см}}$ — коэффициент машинного времени, или использование бурового станка на собственно бурение. Коэффициент машинного времени для шарошечных станков при хорошей организации работы колеблется от 0,5 до 0,7. Среднее значение $t_{\text{см}}$ можно принимать равным 0,6—0,55; u , — механическая скорость бурения, м/ч.

Механическую скорость бурения рекомендуется определять по формуле

$$u_i = \frac{0.01 \cdot P \cdot \pi \cdot D}{f \cdot \rho}, \text{ м.ч.}$$

где P — осевая нагрузка на долото, кгс; π — скорость вращения долота, об/мин; f — коэффициент крепости пород; D — диаметр долота, мм.

Следует иметь в виду, что скорость бурения u па диаметру скважины лишь в том случае, а i и n увеличивать калибр долота. Однако так же бур i но, так как с увеличением D увеличиваются поте шарошечного долота и P должно быть увеличен пропорционально D .

Сменная производительность бурения

$$L_{\text{с.}} = 0.007 \cdot \frac{P \cdot \pi \cdot D}{f \cdot \rho}$$

Для инженерных расчетов при подсчете механической скорости бурения u , можно пользоваться формулой, в которой порода характеризуется контактной прочностью,

$$u = 240 \cdot \sqrt{P_k}$$

где P_k — контактная прочность горных пород, кгс/мм².

Формула верна при $150 < P < 400$ кгс/мм², $70 < \pi < 150$ об/мин, $150 < D < 400$ мм, $1.5 < P < 4.0$ тс,

В табл. IV.35 сведены данные о производительности шарошечных станков на карьерах черной и цветной металлургии СССР.

§ 28. Расходные коэффициенты при эксплуатации шарошечных станков

В табл. IV.36 приведены данные о расходе материала на 1000 м бурения для различных типов станков и диаметров бурения.

	Стишок
	Э
	Г, У, Si
	Коэффициент крепости пород /
	Тип долота
	Диаметр до.тр./га, мм
	Осевое усилие на долото, тс
	Частота сращения долота, об/мин
	Расход воздуха на продувку, м³/мин
	Стоимость долота, м
	Механическая скорость бурения, м/ч
	Производительность, м³/месу

Расход инструмента и электроэнергии при бурении

j ¹ я имеющийся • - ^териплоь, ише 1 ру мин га и ујері озачрат	2СБШ-200, диаметр 214 мм					СБШ -25(	
	Коеффн циент						
	6	8	ш	12	14	16	10
Штыревые шаро- сечные доло- та, шт	5	8	10	12	15	20	9
Буровые штанги, кг	105	180	220	280	320	380	230
Горючие и смазоч- ные материа- лы, кг	170	190	220	250	280	300	180
Вода, м³							24
Электроэнергия, кВт-ч	800	26 800		39 000	50 000	68 000	21 000

Глава XIX

МАШИНЫ УДАРНОГО БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН

§ 27. Общие сведения

При ударном бурении инструмент, замеченный в виде клина, внедряется в породу под действием кратковременно: ударной нагрузки, направленной по оси скважин. Осевая статическая нагрузка незначительна. Она необходима для того, чтобы инструмент находился в контакте с забоем скважины. Инструмент после совершения удара отскакивает от забоя и должен быть повернут на некоторый угол для нанесения удара по новому месту па забое. Крутящий момент, необходимый для поворота инструмента, имеет незначительную величину.

Механизм вращения перфоратора приводится в действие за счет энергии поршня при обратном или прямом его ходе. Перфораторы, у которых вращение производится с помощью отдельного двигателя с редуктором, называют перфораторами с независимым вращением бура.

Машины, реализующие ударный способ бурения, имеют ударную забойную мощность N_y более 90% общей мощности, расходуемой на забое, т. е. у них

$$L_y \text{ } ЮЛ'в.$$

где L_n — забойная мощность от вращения.

§ 28. Классификация и техническая характеристика перфораторов

В зависимости от условий применения и массы перфораторы подразделяют на три группы: ручные, колонковые и телескопные. Каждая группа имеет свои типоразмеры (ГОСТ 10750—73, 18092—72 и 18093—72).

Т а б л и ц а IV.G O
скважин шарошечными станками на 1 000 м

диаметр 24J мм		БАШ-2оО, диаметр 26J мм		СБШ-320, диаметр 320 мм					
крепости пород }									
й !					14	is !			
12	15	20	4	6	7	9	6	12	
305	380	460	390	470	680	870	1000	1200	
250	370	400	210	300	400	420	770	900	
24	24	24	—	—	—	—	30	30	
30 000	61 000	73 000	22 000	31 000	60 000	72 000	70 000	80 000	

Пусковое устройство перфораторов должно исключать самопроизвольное включение перфоратора. Все перфораторы работают на сжатом воздухе давлением 5 кгс/см². Воздух содержит распыленное масло (ГОСТ 17433—72). Суммарный ресурс перфоратора составляет не менее 1400 ч. Нарботка на отказ 30 ч. Срок службы ручных перфораторов два года. Пылесодержание у перфораторов обеспечивается пылеуловителем, которая подается в шпур под давлением 4—5 кгс/см² в объеме не менее 4 л в 1 мин. Уровень запыленности определяется санитарными нормами СН 847—70 Министерства здравоохранения СССР.

Ручные перфораторы снабжены инерционными устройствами, обеспечивающими уровень вибрации, допустимые по санитарным нормам СН ГС-66, виброгасящие устройства должны отвечать ГОСТ 17770—72 (табл. IV.37).

Ручные перфораторы оснащены глушителями шума, обеспечивающими уровень шума не более 112 дБ, а для колонковых и юлсеекопных перфораторов 115 дБ. Уровень шума регламентируется гигиеническими нормами ГН 1004—73 Министерства здравоохранения СССР. При работе с перфораторами персонал должен пользоваться индивидуальными средствами защиты от шума. Ручными перфораторами бурят шпуры диаметром от 28 до 46 мм и глубиной от 1,5 до 5 м. В горной практике ручные перфораторы подразделяются по массе на легкие — до 18 кг, средние — до 25 кг и тяжелые — до 30 кг.

Для бурения шпуров в скважинах, направленных вверх, выпускаются телескопные перфораторы (ИТ) и колонковые перфораторы для бурения скважин и шпуров с колонки и буровых кареток (ПК) (табл. IV.38—IV.41).

О преимуществах и недостатках отдельных перфораторов можно судить по основным параметрам, приведенным в табл. IV.42.

Т а б л и ц а IV.G O
Размеры и параметры ручных перфораторов
(ГОСТ 10750—73)

Показатели	Перфоратор				
	ПР-12	ПР-20	ПР-25	ПР-27	ПР-30
Масса, кг (не более)	12,5	20,0	25,0	27,0	30,0
Энергия ударника, кгс-м (не менее)	2,5	3,5	5,0	5,5	0,5
Число ударов в минуту (не менее)	1800	2000	2000	2000	1800
Крутящий момент, кгс-см (не менее)	100	175	200	250	270
Удельный расход воздуха, м ³ /мин/л. с			1,3		
Номинальное рабочее давление, кгс/см ²			5		
Внутренний диаметр рукава, мм (не менее):					
подводящего воздух	18			25	
подводящего воду				12	

Т а б л и ц а IV.38
Размеры и параметры колонковых и телескопных перфораторов

Показатели	Перфораторы пневматические					
	колонковые (ГОСТ 18092—72)			телескопные (ГОСТ 18093-72)		
	ПК-50	ПК-60	ПК-75	ПТ-38	ПТ-42	ПТ-48
Энергия удара ударника, кгс-м (не менее)	9,0	9,0	15,0	4,5	5,5	8,0
Число ударов в 1 мин (не менее)	2000			2000		
Крутящий момент, кгс-см (не менее)	450	1000	2000	200	250	300
Удельный расход воздуха, м ³ /мин (не более)	1,3			1,3		
Номинальное рабочее давление, кгс/см ² (не более)	5			5		
Внутренний диаметр рукава, мм (не менее):						
подводящего воздух . .	32	32	38	25		
подводящего воду . .	12	18	18	12		
Величина подачи телескопного устройства, мм . . .	—	—	—	650±10		
Масса, кг (не более) . . .	50	60	75	38	42	48

Бурение ручными перфораторами производится с пневмоподдержек и переносных установок. Ручные перфораторы массой 12,5 кг предназначены для выполнения вспомогательных работ. Перфораторы массой 20 кг предназначены для бурения шпуров в породах средней крепости.

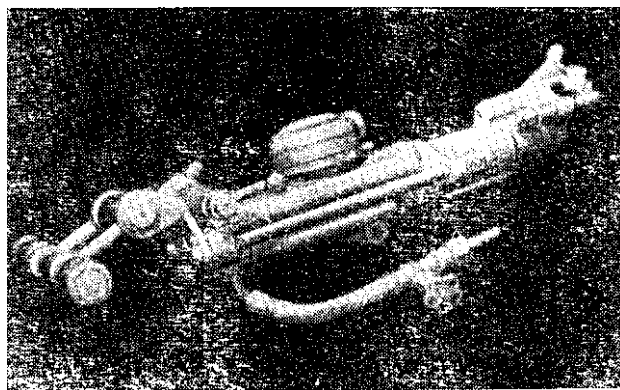


Рис. IV.41. Пневматический ручной перфоратор ПР-25МВ

Применяют их главным образом на угольных шахтах. Указанной весовой категории отвечают образцы ГР-20Л завода «Пневматика» (г. Ленинград).

Ручные перфораторы ПР-25Л и ПР-25МВ массой 25 кг имеют самое большое распространение (рис. IV.41). Применяют их при проходческих работах для бурения шпуров в породах крепких и средней крепости.

Т а б л и ц а IV.39

Область применения пневматических перфораторов

Перфоратор	Диаметр бурения, мм	Глубина бурения, м	Коэффициент крепости пород / до	Назначение
ПР-12	28—32	1,5	10	Бурение шпуров
ПР-20	32—40	2	12	То же
ПР-25	36—40	3	17	»
ПР-27	33—40	3	20	»
ПР-30	40—46	5	20	»
ПК-50	40—65	12	12—20	Бурение шпуров и скважин
ПК-60	40—65	25	20	То же
ПК-75	65—85	50	20	Бурение скважин
ПТ-38	36—40	4	17	Бурение шпуров
ГТ-42	36—40	6	20	То же
ГТ-48	52—85	15	20	Бурение скважин

Техническая характеристика ручных

Перфоратор	Завод-изготовитель	Масса, кг	Длина, мм	Сила удара, Дж	Скорость вращения, об/мин	Скорость перемещения, м/мин
ПР-20Л	«Пневматика» (г. Ленинград)	20/26,5	735	70	43	2,8
ПР-19	«Коммунист» (г. Кривой Рог)	23/28	648	68	50	2,5
ПР-25Л	«Пневматика»	26,5/32	815	85	43	3,5
ПР-25ЛБ	»	25,5/33	885	85	43	3,5
ПР-22	«Коммунист»	24,5/30,5	670	72	52	2,8
ПР-30	«Пневматика» (г. Ленинград)	24,0/34	£00	70	65	3,5
ПР-30РШ	То же	27,5/34,6	850	70	65	3,5
ПР-30Б	»	29,5/35,5	930	70	65	3,5
ПР-3СС	»	28/34,5	765	70	65	3,5
Г1Р-25МВ	«Коммунист» (г. Кривой Рог)	25/29,0	/35	72	52	3,0
ПР-30П	«Пневматика» (г. Ленинград)	£0/36	£06	70	(-3	3,5
ПР-30К	Кыштымский машиностроительный завод им. М. П. Калинина	30,36	650	76	45	3,3
КС-50	«Коммунист» (г. Кривой Рог)	50	720	100	75	5,0
ПК-СО	То же	60	575	110	45	9,0
ПК-75	»	75	600	120	45	13,0

Техническая характеристика

Перфоратор	Завод-изготовитель	Масса, кг	Длина, мм	Сила удара, Дж	Скорость вращения, об/мин	Скорость перемещения, м/мин
ПТ-29М	«Коммунист» (Г. Кривой Рог)	4	1470	76	39	3,3
ПТ-3СМ	То же	52	1430	100	38	4,5
ПТ-45КВ	Кыштымский машиностроительный завод им. М. И. Калинина	46	1530	76	63	4,0
ПТ-5С	То же	60	—	—	—	3,3

и колонковых перфораторов

Т а б л и ц а IV.44

Ф о р а т о р ы	О т ч е т	Л и с т	к л а с с	Г о д	Л и с т	Г о д	Л и с т	Г о д
2300—2600	4,0	2,18	120	32—46	4	25	12	-
1850	4,5	1,85	135	36—40	3	25	12	-
2300—2600	5,8	2,9	180	36—56	4	25	12	67,0
2300—2600	5,8	2,9	180	36—56	4	25	12	69,0
1850	5,5	2,27	180	36—50	4	25	12	72,0
1800—2000	6,5	2,6	150	36—56	4	35	12	60,0
1800—2000	6,5	2,6	150	36—56	2,5—4	25	12	62,0
1800—2000	6,5	2,6	150	36—56	4	25	12	62,0
1800—2000	6,6	2,6	150	36—50	4	25	12	62,0
1960	5,5	2,3	180	36—50	4	25	12	95,0
1800—2000	6,5	2,6	150	36—52	4	25	Пыле-отсос	62,0
1600	6,0	2,13	180	35—46	6	25	12	62,0
п е р ф о р а т о р ы								
1670	9,0	3,34	250	45—85	12	32	12	303,0
2800	9,0	5,6	1800	40—65	25	32	12	560,0
2000	15,0	6,6	2500	65—85	30	38	12	680,0

телескопных перфораторов

Т а б л и ц а IV.41

Число ударов в минуту	Энергия удара, кгс-м	Ударная мощность, л. с.	Крутящий момент, кгс-см	Скорость вращения, об/мин	Величина подачи телескопа, мм	Скорость подачи, мм/с	Скорость вращения, об/мин	Диаметр воздушного шланга, мм	Диаметр водяного шланга, мм	Скорость вращения, об/мин
2400	45	2,6	210	40	650	130	8	25	12	104
2600	8,0	5,0	300	До 85	650	175	15	25	12	119
1600	6,0	2,2	180	До 65	615	160	6	25	12	92
1750	6,3	2,4	110	40	615	160	6	25	Пыле-отсос	—

Т а б л и ц а IV.ГО

Основные параметры перфораторов

Показатели	Перфоратор					
	ПР-30Б	ПР -22	ПР-19	ПР-25Л	ПТ-29	ПТ-,36
Общая масса, кг	29,5	24,5	23	25	38	47
Масса поршня с гайкой, кг	2,230	2,35	1,8	2,3	1,65	3,17
Число ударов поршня в минуту	1800	1850	1850	2300	2400	2600
Расход воздуха, м ³ /мин . .	3,5	2,8	2,5	3,5	3,3	4,5
Диаметр поршня, мм . .	70	72	68	85	76	100
Энергия удара, кгс-м . .	6,5	5,5	4,5	5,8	5	8
Отношение массы перфоратора к мощности, кг/л. с.	11,3	10,9	12,4	8,6	14,6	9,4
Масса поршня от общей массы перфоратора, % . . .	7,6	9,6	7,8	9,2	4,35	6,75
Отношение массы перфоратора к крутящему моменту, кг/(кгс-см)	0,2	0,14	0,17	0,14	0,27	0,19
Отношение массы перфоратора к энергии удара, кг/кгс-м	4,5	4,4	5,1	4,3	7,6	5,9
Расход воздуха на единицу ударной мощности, м ³ /л. с.	1,35	1,24	1,35	1,2	1,27	0,9
Энергия удара на единицу сечения поршня, кгс-м/см ²	0,17	0,14	0,125	0,104	0,11	0,1
Энергия удара на единицу площади буровой штанги, кгс-м/см ²	1,3	1,1	0,9	1,16	1,0	1,6

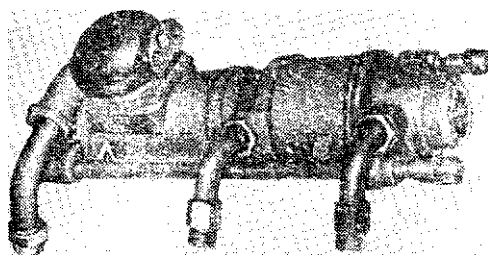
Ручные перфораторы (ПР-30 и ПР-30Б) массой 30 кг предназначены для бурения нисходящих шпуров при проходке шахтных стволов и для бурения горизонтальных шпуров в крепких породах.

Завод «Пневматика» на базе основных перфораторов выпускает перфораторы ПР-25ЛБ и ПР-30Б с боковой промывкой. Перфоратор ПР-30С имеет усиленную центральную продувку и применяется для бурения шпуров при проходке шахтных стволов с большим притоком воды.

Перфораторы ПР-30 и ПР-20Л оборудованы специальным устройством для центральной промывки и интенсивной продувки. Перфораторы имеют устройство для автоматического включения воды и снабжены дополнительной воздушной трубкой, через которую проходит промывочная трубка. Такое устройство изолирует механизмы перфоратора от проникновения внутрь воды, что повышает надежность машины.

Для районов многолетней мерзлоты, высокогорной и пустынной местности, где подача воды в рудник затруднена, применяют перфораторы ПР-30П с центральным пылеотсосом. Они эксплуатируются вместе с пылеуловителем ПО-4М.

Для многолетнемерзлых россыпей северо-востока, а также когда подача воды на промывку шпура невозможна или затруднена, выпускают перфоратор ПР-ЗОРШ. У него очистка шпура осуществляется с помощью устройства интенсивной продувки в сочетании с увлажнением боровой



ГНС. IV.42. Колонковый перфоратор ПК-7Б

мелочи жидкостью с низкой температурой замерзания. Увлажнение производится с помощью пылеулавливающей установки ППУ-П-3, выпускаемой Магаданским механическим заводом.

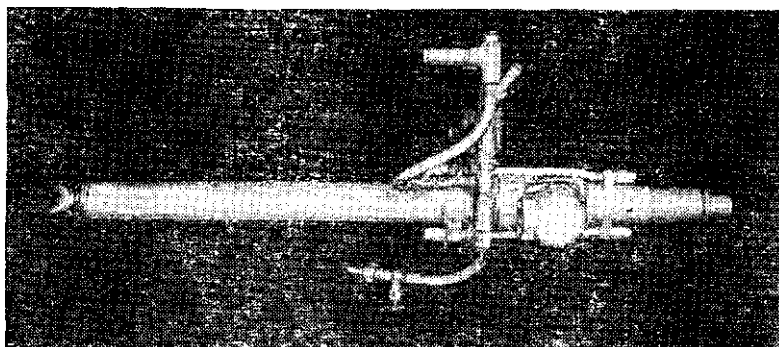


Рис. IV.43. Телескопный перфоратор ПТ-36М

Колонковые перфораторы (рис. IV. 42) позволяют бурить шпуры и скважины любого направления диаметром 46—85 мм, глубиной до 30 м.

Телескопные перфораторы (рис. IV.43) предназначены для бурения шпуров и скважин, направленных вверх, диаметром 40—85 мм, глубиной до 15 м в породах средней крепости и крепких.

§ 29. Устройство перфораторов и их конструктивные особенности

Все перфораторы состоят из ударного механизма и механизма вращения.

Перфоратор (рис. IV.44) состоит из блока управления 1, цилиндра 2 и патрона 3, скрепленных стяжными болтами 4. В блоке управления размещены пусковой кран 5 и устройство 6 для промывки шпура водой. В цилиндре со стороны блока управления расположены клапанная

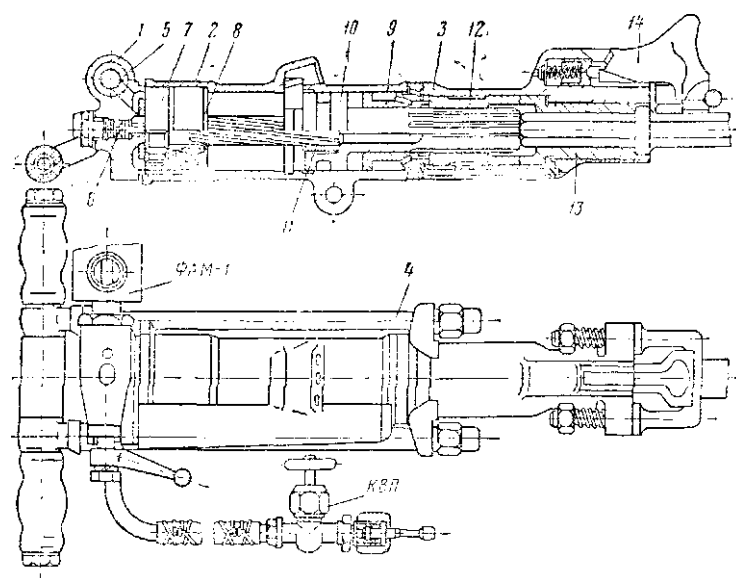


Рис. IV.44. Устройство ручного перфоратора

коробка 7 и храповой механизм. С противоположной стороны помещается направляющая втулка 9. Поршень 10 под действием сжатого воздуха совершает возвратно-поступательное движение и при прямом ходе наносит удары по хвостовику бура. При обратном ходе энергия поршня используется для вращения бура. Внутри поршня имеется поворотная тайка 11. Цилиндр имеет прилив для крепления к виброгасящей каретке. В патроне расположены поворотная букса 12 и концевая букса 13. В концевую буксу вставляется хвостовик бура, имеющий шестигранный профиль. В специальном приливе крепится буродержатель 14.

Для удаления буровой мелочи из шпура перфораторы имеют устройство для промывки шпура и устройство для кратковременной интенсивной продувки.

У современных колонковых перфораторов вместо геликоидальной пары для вращения бура ставят отдельные двигатели. Двигатели

передают крутящий момент через редуктор или непосредственно поворотной буксе.

Ручные и телескопные перфораторы имеют, как правило, вращение от геликоидальной пары. Иногда геликоидальные скосы размещают на штоке поршня (рис. IV.45).

Храповое кольцо расположено на поршне внутри патрона. В специальных приливах к корпусу патрона расположены храповые стопоры. Все современные перфораторы снабжены глушителями шума и встроенными виброгасящими каретками.

Поршень перфоратора ПК-75 (рис. IV.4G) удлиненный. У него нет резких изменений сечений, переход от штока к утолщению!! части выполнен в виде конуса, что уменьшает количество сражений при проходе волны напряжений: в утолщенной части он выполнен полым для уменьшения напряжений в хвостовике и штангах. Масса поршня 5 5 кг (табл. IV.43).

Т а б л и ц а IV.43

Конструктивные размеры поршней перфораторов

Перфоратор	Q	а	1	а	Рав :ю, ю,чСм по	От: i
ПН Б м о у д я р н и к	Ю	Ю f s	2 S	а	! л о	!
	Ю	Ю s -	на от- !	на от- !	на от- !	на от- !
	Ю	Ю s -	на от- !	на от- !	на от- !	на от- !
ПР-30,1	70	38	210			3,0
ПР-24Л	85	33	3 03	-г !	— !	1,94
Г1Р-22	72	42	2!0 1	-г :	—	2 94
ПТ-29М	76	42	168	-		2,22
ПТ-36Л1	100	50	163 1	-L		1,03
ПК-75	120	50	255 !	~ !	~ !	2,1

Телескопные перфораторы выпускают с частотой ударов 22С0—3000 в I мин. Они имеют специальные приспособления для предотвращения попадания бурового шлама и воды внутрь машины. Трубки для промывки имеют увеличенный диаметр. Кроме того, водяная система снабжена клапаном, отключающим подачу сжатого воздуха при отсутствии промывочной жидкости. Поворотные буксы обдуваются сжатым воздухом, который подается при выключенном перфораторе.

Телескопный перфоратор ПТ-29М (рис. IV.47) состоит из буровой машины и телескопического подающего устройства. Перфоратор имеет ударную группу, аналогичную с ручным перфоратором, кольцевым клапан, устройство для центральной промывки шпура и механизма вращения бура с геликоидальным стержнем.

Поршень 1 наносит удар по бойку 2, последний передает импульс хвостовику бура. Боек размещается в специально!; буксе 3. Применение в телескопном перфораторе промежуточного бойка позволяет пользоваться бурами без высадки бурта. Боек воспринимает реакцию бура и, кроме того, он предохраняет внутреннюю полосу перфоратора от попадания в нее пыли и шлама.

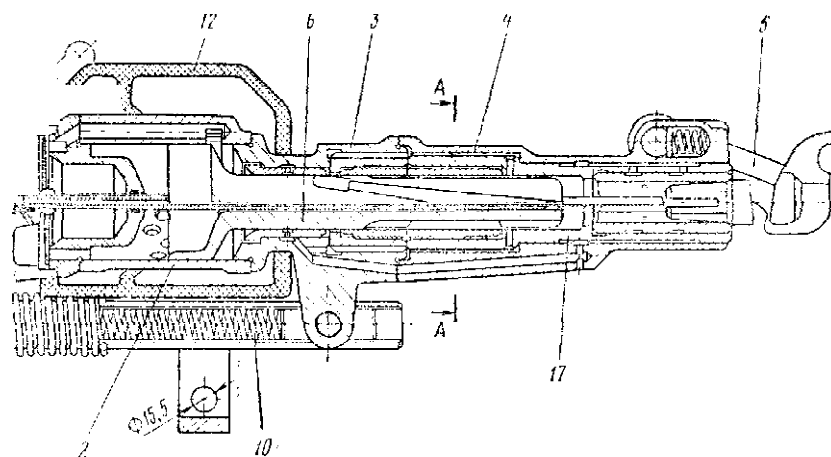


Рис. IV.45. Ручной перфоратор ПР-25В.

1 — блок управления; 2 — цилиндр; 3 — ствол; 4 — патрон; 5 — буродержатель; 6 — поршень; 7 — перекидной мотыльковый клапан; 8 — промывочная трубка; 9 — пусковой кран; 10 — виброгасящая каретка; 11 — рукоятки; 12 — глушитель шума; 13 — храповое кольцо; 14 — храповые стопоры; 15 — пружинки; 16 — концевая букса

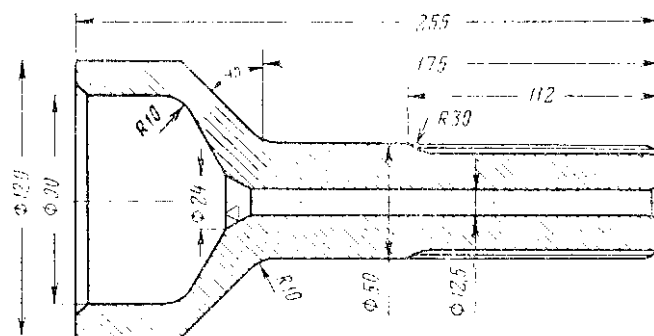


Рис. IV.46. Поршень перфоратора ПК-75

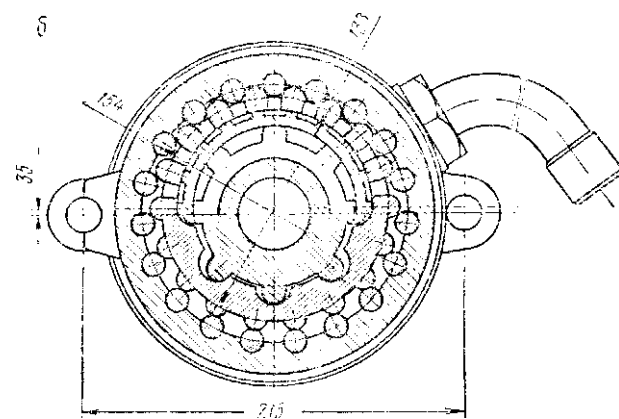
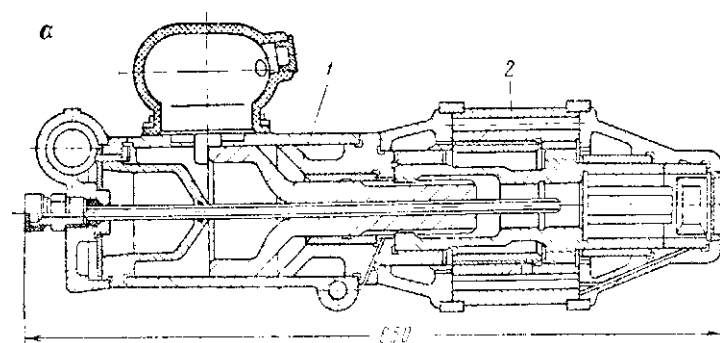
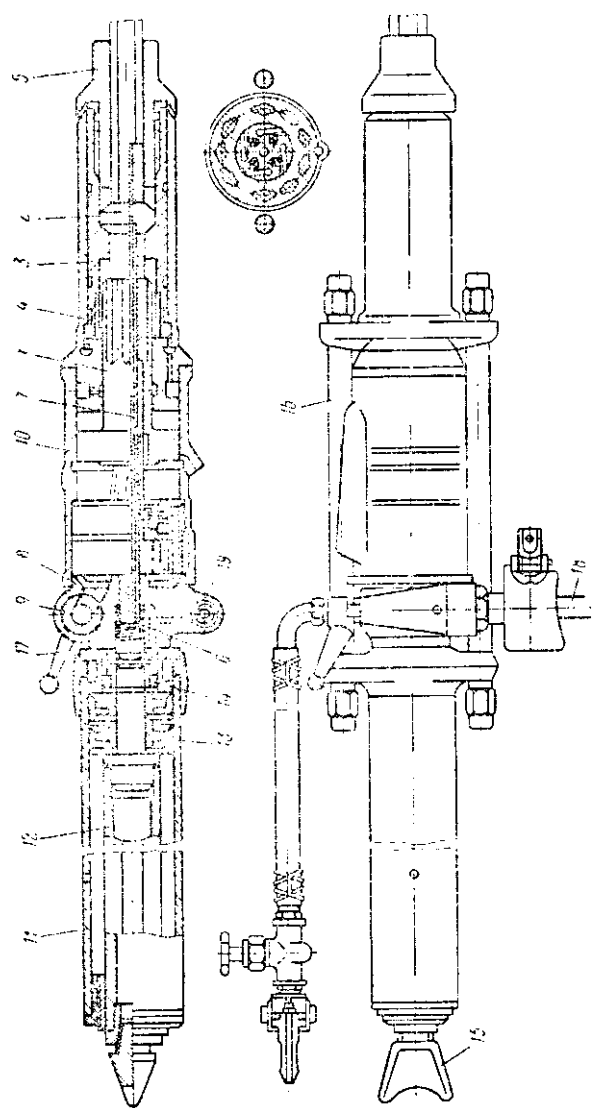


Рис. IV.48. Перфоратор ПК-75;
а — продольный разрез; б — разрез по башпалке

Нижняя часть сцепной буксы несет на себе поворотную буксу 4. В верхнюю часть ввертывается гранбукса 5. Вращение гранбуксы и бура производится при обратном ходе поршня.

Перфоратор ПТ-29М имеет постоянную продувку, которая действует при подключении к сети, независимо от положения пускового крана. Сжатый воздух для продувки подается к буру через трубку 6, которая проходит по оси перфоратора concentрично с водяной трубкой 7.

Воздух в трубку 6 попадает по каналу 8, минуя кран 9, и по кольцевому зазору между водяной и продувочной трубками подается в пространство над бойком, предотвращая возможность попадания внутрь перфоратора бурового шлама.

Для защиты цилиндра 10 от коррозии и износа его внутреннюю поверхность подвергают пористому хромированию.

Подающее устройство перфоратора состоит из цилиндров телескопа 11 и штока 12, на верхнем конце которого укреплены манжеты 13 и пружинное кольцо 14. Нижний конец штока упирается в почву выработки с помощью сошки 15. Цилиндр телескопического устройства крепится к перфоратору с помощью стяжных болтов 16.

Сжатый воздух подается в бурильную часть перфоратора и в телескопический податчик с помощью рукоятки 17 пускового крана. Усилие подачи регулируется рукояткой 18 управления телескопом, которая соединяет через специальный канал 19 верхнюю полость цилиндра с атмосферой.

Воздухораспределительные устройства современных перфораторов разделяют на две группы: клапанные и золотниковые. К клапанным относятся такие механизмы, у которых исполнительный орган (клапан) открывает подающие сжатый воздух каналы, расположенные по движению клапана. Золотник открывает каналы, расположенные перпендикулярно своему движению. По форме клапаны различают пластинчатые, кольцевые, фланцевые, мотыльковые, дисковые, грибовидные и др. Золотники разделяют на две большие группы: свободные и связанные с поршнем. Свободные золотники перекидываются за счет сжатого воздуха, поступающего по каналам управления, а жесткий золотник механически связан с поршнем или располагается на поршне. Наибольшее распространение получили откидные мотыльковые клапаны.

Колонковые перфораторы выпускают в основном с независимым вращением бура. Они имеют ротационные, шестеренчатые или соосно расположенные двигатели с гипоциклоидным зацеплением.

К числу перфораторов с независимым вращением относится перфоратор ПК-75 (рис. IV.48). Он состоит из ударной группы 1 и вращателя 2. Перфоратор имеет полый поршень удлиненной конструкции. В перфораторе применено воздухораспределительное устройство с мотыльковым клапаном.

§ 30. Износостойкость деталей перфораторов

Величина допустимого износа составляет для цилиндра 90—100 мк, для поршня 60 мк, для патрона 150 мк и для поворотной буксы 200 мк. Повышение износостойкости цилиндра перфоратора достигается пористым хромированием. Практика показала, что износостойкость цилиндров с пористым хромированием в 2—3 раза выше цементированных. Сроки службы деталей перфораторов приведены в табл. IV.44.

Для повышения износостойкости деталей перфораторов выпускают автоматические масленки (табл. IV.45).

Т а б л и ц а IV.44

Сроки службы деталей перфораторов
(по данным И. Л. Бегагопа)

Деталь	Материал	Способ упрочнения	Средний срок службы деталей перфораторов, ч		
			ПР-22	ПТ-29	ПТ-32
Цилиндр	Сталь 20X	Цементация, закалка, пористое хромирование	2000	800 2000	400-500 1800
Патрон . . .	То же	Цементация, закалка	1000	1000	1000
Втулка направляющая . . .		То же	500	500	450
Поршень . . .	Сталь 20ХН3А		400	400	350
Букса:					
поворотная .	Сталь 18ХГТ		500	500	300
концевая	Сталь 12ХН3А		300	250	250
Винт геликоидальный	Сталь 20X		800	700	600
Гайка геликоидальная . . .	Бр.ОФ7—0,2		350	300	250
Трубка водяная	Сталь 20		200	150	150
Пружина стопора	Проволока, класс I	Отпуск	100	100	100
Клапан	Сталь 40X	Цементация, закалка	500	500	500

Т а б л и ц а IV.45

Характеристика автоматических масленок

Автоматическая масленка	Завод-изготовитель	Масса масленки, кг	Емкость масленки, л	Расход масла, г/ч	Давление сжатого воздуха, кгс/см ²	Примечание
МА-5А	«Пневматика»	0,3	0,15	60—80	4—6	Для ручных перфораторов
ФАА1-1	«Коммунист»	1,395	0,175	60—90	4—6	То же
ФАМ-2		2,6	0,4	65—120	4—6	Для колонковых и телескопных перфораторов

Для смазки перфораторов применяют масло индустриальное 30, 45 (ГОСТ 1707—51) или ЛЗ-ПМ-1.

Автомасленки ФАМ-1 (рис. IV.49) и ФАМ-2 предназначены для перфораторов ПР-25МВ, ПТ-29М, ПТ-36М, ПК-60. Автомасленка МА-5 предназначена для перфораторов Г1Р-25Л, ПР-30 и ПР-30Б.

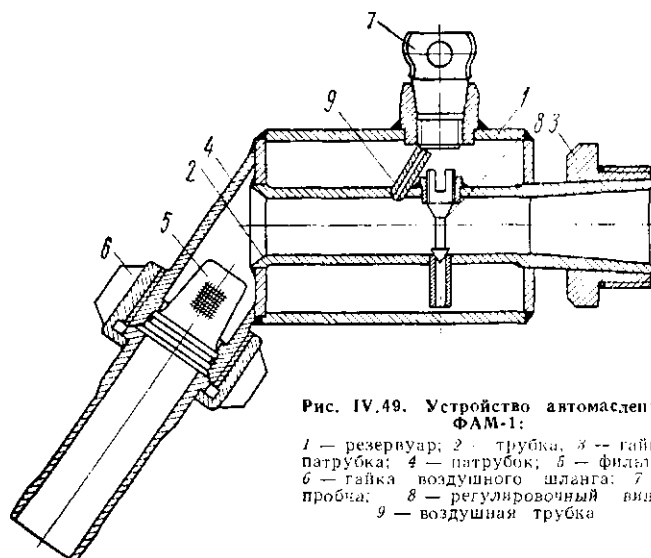


Рис. IV.49. Устройство автомасленки ФАМ-1:

1 — резервуар; 2 — трубка; 3 — гайка патрубков; 4 — патрубок; 5 — фланец; 6 — гайка воздушного шланга; 7 — пробка; 8 — регулировочный винт; 9 — воздушная трубка

§ 31. Перфораторы с пылеуловителями

Завод «Пневматика» выпускает ручной перфоратор ПР-ЗОП, а Кыштымский машиностроительный завод им. М. И. Калинина — телескопный перфоратор ТП-5С. Оба перфоратора эксплуатируются с пылеуловителем ПО-4М.

Схема устройства системы пылеотсоса показана на рис. IV.50. Продукты бурения через бур 1 и центральную трубку перфоратора 2

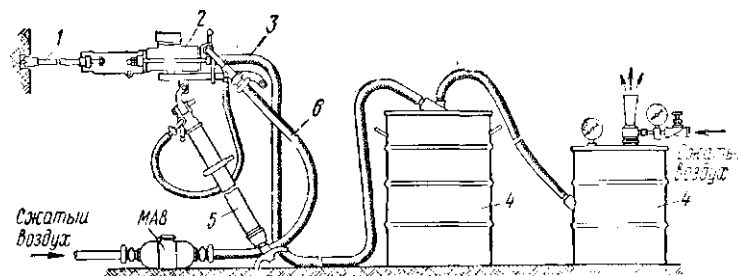


Рис. IV.50. Перфоратор ПР-ЗОПС с пылеуловителем ПО-4М

попадают в резиноканевый рукав 3 и транспортируются в пылеулавливающую установку 4. Установка оборудована пылеуловителем и эжектором.

Для работы с пылеотсосом буровые штанги должны иметь внутренний канал диаметром не менее 10 мм, а коронка — два отверстия диаметром 7—8 мм. Перфоратор с виброгасящей кареткой устанавливается на пневмоподдержке 5. Сжатый воздух к перфоратору и пневмоподдержке подается по шлангу 6.

Техническая характеристика пылеуловителя ПО-4М

Емкость бункера, м шпура . . .	38
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	1,23
Разрежение на входе в эжектор, мм рт. ст.:	
при бурении	220
максимальное	525
Наибольшее расстояние от пылеуловителя до забоя, м	60
Основные размеры, мм:	
высота	900
диаметр	500
Масса, кг.	35
Цена, руб.	111
Завод-изготовитель	Свердловский механический горноспасательного оборудования

§ 32. Пневмоподдержки и распорные колонки

Пневматические поддержки по величине подачи подразделяются на короткоходовые с величиной подачи до 1000 мм и длинноходовые с величиной подачи более 1000 мм, а по конструкции — с опорным штоком и выдвигающимся цилиндром, к которому крепится перфоратор, и с опорным цилиндром и штоком, соединенным с перфоратором. Типоразмеры пневматических поддержек определяются ГОСТ 10919—64 (табл. IV.46).

Т а б л и ц а IV.46

Техническая характеристика пневмоподдержек

Показатели	Пневмоподдержка		
	П-8	П-И	П-13
Величина подачи поршня, мм	800	1100	1300
Длина в сжатом состоянии, мм	1500	1500	1700
Раздвижное усилие при давлении 5 кгс/см ² , кгс . . .	175	175	175
Масса кг	17	20	22
Цена, руб	20,0	23,0	25,0

Завод «Коммунист» освоил выпуск буровых колонок БК-1В (рис. IV.51) для вертикального бурения скважин. Колонка состоит из пневматического канатно-поршневого податчика и распорного цилиндра, с помощью которого податчик раскрепляется между почвой и кровлей выработки.

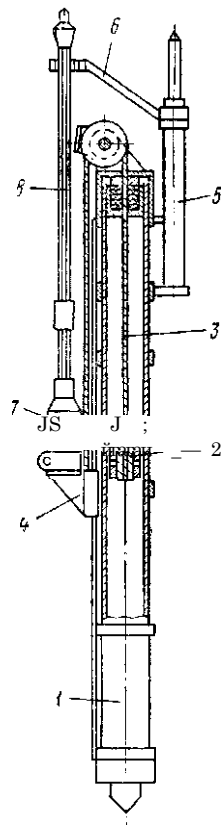


Рис. IV.51. Колонка БК-1 В:

1 — цилиндр; 2 — поршень; 3 — канат; 4 — подвижная каретка; 5 — распорная колонка; 6 — буродержатель; 7 — перфоратор; 8 — бур

К ползунам крепится кронштейн, который имеет канатно-поршневой податчик с перфоратором 9. Подъем кронштейна производится вращением ручки барабана, на который наматывается канат, проходящий через ролики и прикрепленный к ползунам. Ползуны имеют фиксаторы, которые входят в зацепление с зубчатым сектором и крепят податчик в вертикальной плоскости.

Перфоратор крепится к подвижной раме, которая перемещается

Перфоратор ПТ-36 крепится на подвижной каретке. Нарращивание бурового инструмента осуществляют с помощью штангодержателя, укрепленного на распорном цилиндре. При подходе соединительной муфты бурового инструмента к головке штангодержателя последний захватывает штанговую муфту, после чего подача сжатого воздуха в пневмоцилиндр податчика прекращается. Под действием собственного веса перфоратор опускается, а буровой инструмент поддерживается штангодержателем. Затем хвостовик вывинчивается и устанавливается следующая буровая штанга. Разбирают буровой снаряд в обратной последовательности. Управление процессом бурения производится дистанционно со специального пульта.

При горизонтальном бурении шпуров в выработках малого сечения и преимущественно при скреперной уборке породы целесообразно применять переносные бурильные установки. Установка облегченной конструкции УПБ-1 (рис. IV.52) состоит из V-образной трубчатой рамы 1, по которой перемещаются ползуны 2 и 3 канатно-поршневого податчика 4. В нижней части рамы находится удлинитель 5 с опорной пятой. В верхней части установки имеется пневмоцилиндр 6 с распорным штоком 7, посредством которого производится распор колонки в кровлю выработки. Шток поджимается пружиной для удержания установки в рабочем состоянии в случае отключения сжатого воздуха. Пуск сжатого воздуха в цилиндр регулируется краном 8.

В нижней части рамы имеется два штуцера. С помощью одного из них через шланг колонка подключается к шахтному трубопроводу. Второй штуцер служит для подвода через шланг воздуха к пульту управления.

К ползунам крепится кронштейн, который имеет канатно-поршневой податчик

Рис. IV.52. Установка УПБ-1

по направляющим податчика. На заднем фланце податчика установлена пульт-рукоятка 10, с помощью которой производится управление бурильной машиной и податчиком. В передней части податчика установлен люнет 11, через который проходит штанга 12.

Техническая характеристика установки УПБ-1

Диаметр бурения, мм	36—40
Глубина бурения (без замены бура), м	2—2,5
Усилие подачи, кгс	0—140
Усилие распора, кгс	200
Величина подачи, мм	1300
Величина перемещения податчика, мм	930
Расход свободного воздуха не более, м ³ /мин	5
Высота установки: мм	
без удлинителей	1800—2400
с удлинителями	2400—3000
Масса установки в сборе не более, кг:	
без удлинителей	98
с удлинителями	102

Масса транспортируемого узла, кг:	
без удлинителей	33
с удлинителями	37
Цена, руб.	481

Тяжелые колонковые перфораторы с податчиками устанавливаются на распорных винтовых колонках. Промышленностью выпускаются колонковые установки КБУ-50 и КБУ-80.

Колонковая буровая установка КБУ-50 (рис. IV.53) состоит из распорной колонки 1, кронштейна 2, автоподатчика 3, перфоратора 4 и пульта управления 5.

Распорная колонка 1 состоит из несущей колонки, выдвижной трубы с опорой, винта с пятой и лебедки. Выдвижная труба служит для установки колонки в выработку. Раскрепление колонки осуществляется винтом.

Перемещение автоподатчика с перфоратором производится с помощью ручной лебедки с использованием блока. Иногда колонку оборудуют салазками для облегчения передвижения по выработке.

Автоподатчик установки КБУ-50 винтовой. Приводом для винта служат шестеренчатый пневматический двигатель и редуктор планетарного типа. Ходовой винт вращателя приводит в движение плиту, на которой монтируется перфоратор 4. Все операции по бурению на уста-

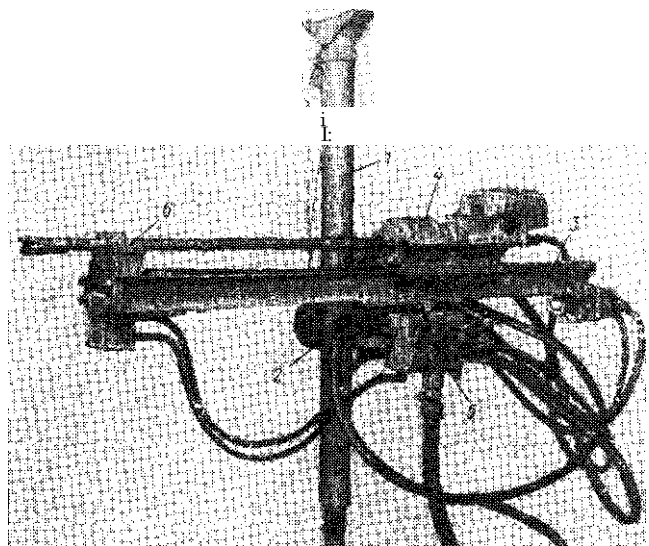


Рис. IV.58. Колонковая буровая установка КБУ-50

новке производятся с пульта управления 5. В передней части автоподатчика имеется захват 6 для поддержания бурового снаряда при забурировании и замене штанг.

В табл. IV.47 приведена техническая характеристика колонковых буровых установок, а в табл. IV.48 — автоподатчиков.

Т а б л и ц а IV.47

Техническая характеристика колонковых буровых установок

Показатели	КБ У-50	КБ У-80
Диаметр скважины, мм	50, 60, 65	65, 75
Глубина бурения, м	25	30
Направление бурения	Круговой веер в вертикальной плоскости	
Перфоратор	ПК-60	ПК-75
Крутящий момент на штанге при 75 об/мин, кгс-м . . .	16—18	25
Энергия удара, кгс-м (не менее)	9	15
Число ударов в минуту	2700—2900	2000—2700
Подача бурового става	Винтовая	
Номинальная мощность привода подачи, л. с	1,35	6,0
Осевое усилие на забой не менее, кгс	800	1000
Максимальная скорость холостого хода, м/мин	12	20
Давление сжатого воздуха, кгс/см ²	5	5
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	12	13
Давление воды, кгс/см ² . . .	5 - 6	5—6
Расход воды на промывку, л, мин	12	18—35
Размер выработки, м	2,3X2,3	2,5X2,5
Масса, кг	430	680
Цена, тыс. р\б	4,2	4,6

Т а б л и ц а IV.48

Техническая характеристика автоподатчиков

Показатели	Автоподатчик			
	ПП-3	КВ У-50	КБ У-80	цепной ПЦ-12
Длина, м: ;				
обн (а я I	1560	1918	2236	2260
подачи I	1000	1200	1400	1200
Усилие подачи, кгс I	100	1000	1000	600
Мощность пневмодвигателя, л. с ;	0,125	1,35	6,5	0,72
Тип пневмодвигателя	Ротационный	Шестеренчатый	Аксиально-поршневой	Поршневой
Масса, кг j	47	137	165	131

§ 33. Буровые каретки и самоходные буровые станки

Буровые каретки и станки с установленными на них перфораторами являются основным средством механизации процесса бурения шпуров и скважин при добыче полезных ископаемых.

Буровые каретки состоят из ходовой части, манипуляторов, автоподатчиков, перфораторов, пульта управления и гидросистемы.

По числу устанавливаемых стрел манипуляторов каретки и станки подразделяют на одностреловые, двухстреловые и многостреловые.

Тип буровой машины для каретки выбирается исходя из крепости буримых пород. Типоразмеры буровых кареток приведены в табл. IV.49.

Т а б л и ц а IV.49

Типоразмеры буровых кареток (ГОСТ 20785-75)

а ш с н	$\begin{matrix} i_{0.2} \\ \gg 2 \\ ая \\ о с \% \\ O^{\wedge} E \\ g s f \\ B i i \end{matrix}$	 $\begin{matrix} 1 \\ 9 III \\ Я г \\ а с \\ Я = \end{matrix}$	Основные размеры в транспортном положении				
			при колее, мм		г	г	г
			600	750 и 900	$\begin{matrix} б н \\ т р о \\ с а б \\ н л ф \\ ф с е \end{matrix}$	$\begin{matrix} г \\ х \\ я \\ к \\ а \end{matrix}$	$\begin{matrix} б н \\ б а х \\ о о o \\ Sec \end{matrix}$
1	2,0	2,2	0,9		1,25	1,25	1,35
2	2,5	3,3	1,10	1,35	1,5	1,5	1,5
3	3,6	4,5	1,35	1,35	1,6	2,0	2,0
4	5,0	5,5	—	—	—	2,9	2,8
5	7,0	6,5	—	—	—	2,9	2,8
6	11,2	7,5	-	—	—	3,3	3,4

Промышленность выпускает каретки следующих типов: СБКНС-2, СБКС-2П, КБШ-1м, БК-2, БК-3 и БК-Ба^В (табл. IV.50).

Каретка СВКН-2П (рис. IV.54) позволяет брать шпурь при проведении горизонтальных и слабонаклонных выработок сечением 3,5—10 м², в которых нет рельсовых путей. На каретке установлены два перфоратора ПТ-36. Привод всех механизмов машины пневматический.

Каретка СВКНС-2 предназначена для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок, в которых имеются рельсовые пути. Ходовая тележка каретки заимствована от погрузочной машины ПМЛ-5МО. Привод тележки состоит из цилиндрического редуктора и пневмодвигателя БР-10У. Тележка оборудована тормозом к боковым упорам.

Имеются самоходные буровые каретки на пневмошинном ходу, оборудованные двигателем внутреннего сгорания. Двигатель дизельного типа мощность 40—100 л. с. обеспечивает скорость передвижения каретки до 20 KV⁴. Высокие маневровые свойства кареток позволяют в течение смены обуривать несколько забоев. На каретках ушеловливан² два или три манипулятора с мощными колонковыми перфораторами.

На рис. IV.55 показана схема самоходной буровой каретки БК-5ДВ. Конструктивная схема каретки предусматривает применение трех стреловидных гидравлических телескопических манипулятора 1, установленных на стойке 2, соединенной с рамой ходовой части. Манипулятор соединен со стойкой таким образом, что он может поворачиваться вокруг горизонтальной 3 и вертикальной 4 осей подъема стрелы. Это обеспечивает возможность обурирования вертикальных забоев, а также бурения шпуров в кровлей почвы выработки. Конструкция манипулято-

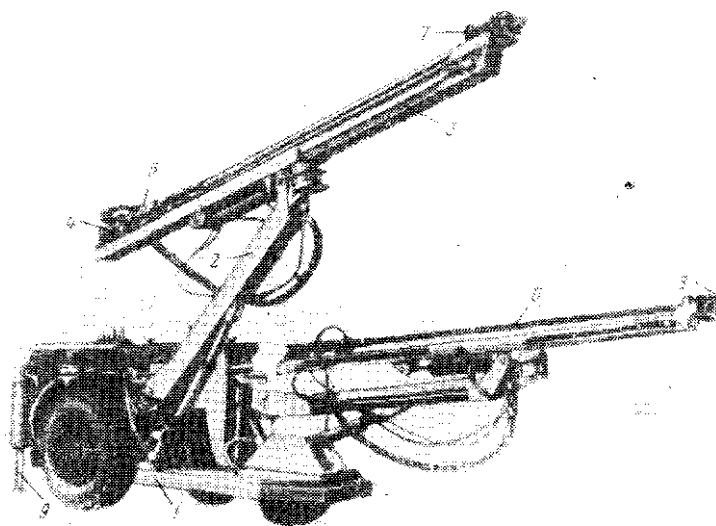


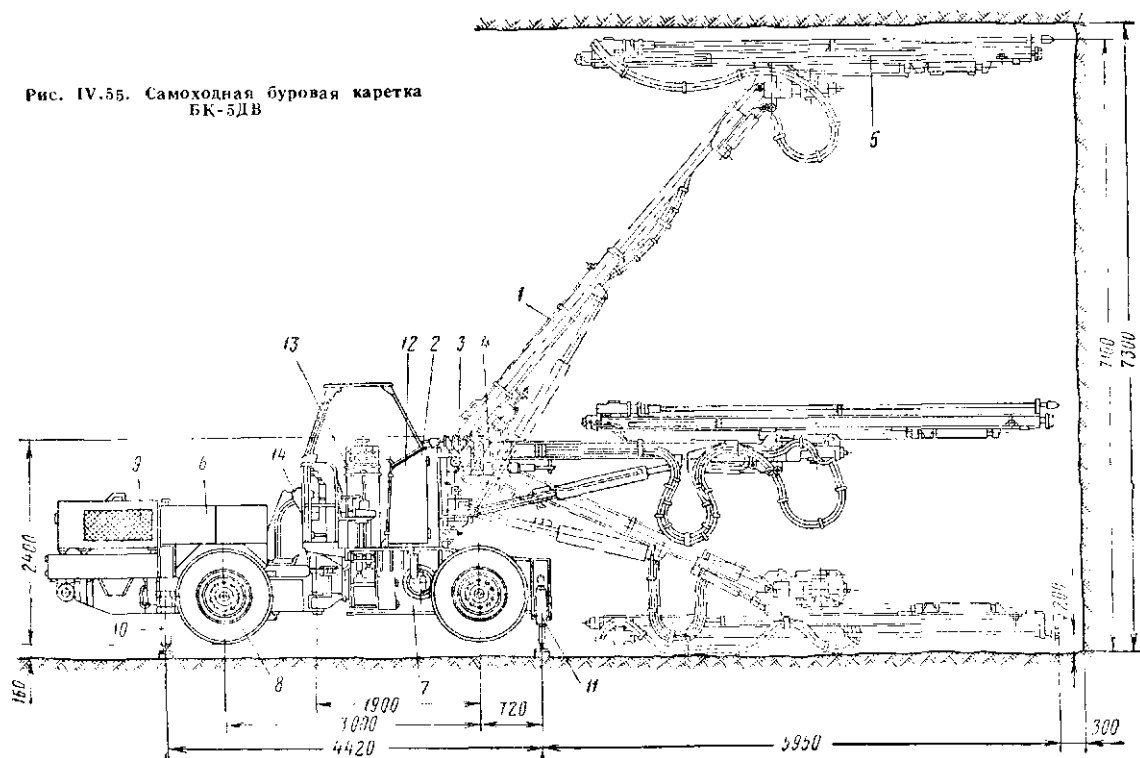
Рис. IV.54. Самоходная буровая каретка СБКН-2П:
1 — ходовая рама; 2 — манипулятор; 3 — рама автоподатчика; 4 — податчик; 5 — перфоратор; 6 — бур; 7 — люнет; 8 — упоры; 9 — домкрат

ров автоматически обеспечивает параллельность положений автоподатчиков 5 при перестановке их от шпура к шпуру, а также выход концов шпуров в одну плоскость при обурировании вертикальных забоев. Предусматривается применение унифицированных автоподатчиков винтового типа с величиной подачи 3 и 4 м.

Для увеличения маневренности и проходимости каретки ходовая часть выполнена из двух (приводной 6 и буровой 7) шарнирно соединенных двухколесных гележек, в результате чего обеспечивается постоянное сцепление с почвой всех четырех ведущих мотор-колес с гидроприводом от насоса регулируемой производительности 2Г13—36А.

Привод гидронасоса осуществляется от дизеля 9, оснащенного системой очистки отработанных газов, включающей каталитический нейтрализатор и жидкостный кондиционер. Расположение дизеля — поперечное к продольной оси машины. Запуск дизеля — пневматический от стартового баллона.

Рис. IV.55. Самоходная буровая каретка
БК-5ДВ



Т а б л и ц а IV.50

Технические характеристики буровых кареток

Показатели	Каретка					
	СБКНС-2	СБКН-2П	КБШ-Ы	БК-2	БК-3	БК-5Д
Диаметр шпура мм	40—50	40—50	40—46	40—50	40—65	40—65
Глубина бурения, м	2,0	2,0	2,75	3,0	3,0	4,0
Число перфораторов	2	2	2	2	2	3
Перфоратор	ПТ-36	ПТ-36	ПТ-36	ПК-60	ПК-60	ПК-60 ПК-75
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	10	10	16	22	22	38
Площадь обуриваемого забоя, м ²	3,6—10	3,6—8	4—9	8—10	9—14	12—60
Высота бурения, м	3	2,5	3	3,2	3,6	7,1
Ширина бурения, м	3,35	2,5	3	3,4	4,45	8
Тип ходовой части	Колесно-рельсовый	Пневмоколесный		Колесно-рельсовый		Пневмоколесный
Тип привода ходовой части . . .		Пневматический				
Скорость передвижения, км/ч . .	3,5	3	3	3,5	3,5	5
Мощность приводной части, л. с.	10	5,0	10	10	10,0	70
Конструктивное исполнение . . .	Обычное			Портальное		Обычное

	I «0	0 Я г а п т я
∞ иБ	 м X N	X Я н н >>
о. С		
	X ∞	0 Г"
		e s
		l - s
		Ж Q-
3 III		Ю —Г
		∞ ∞
		CS
		1 * ·B
		i> ° g_s « >_4 гжю gi o-sa_s л я и
X	(0	0 Ю co'
0 X		0 0
	0 N ю ю 0"	k а в в г д 5 ^ 3 bl 2 O
		I , 0 ^ ^ га ? ° = t J · a · з ^ · I a vo ^ ?
	2 O H CL C	
	а. y 8 ю 0.S з * с о с S u	 R H O 3 ю
a r o	2 я я а	VO O.
	S =! M	

Для разгрузки колес на время бурения и повышения устойчивости машины предусмотрены четыре опорных домкрата, причем приводная тележка оснащается стационарными домкратами 10, а буровая — выносными домкратами И.

Пульты управления 12 (по одному на каждую бурильную машину) расположены на буровой тележке. Там же расположены рулевое колесо 13 и пульт управления дизелем 14.

Отечественные станки для бурения глубоких взрывных скважин малого диаметра при подземных разработках проектируются по типоразмерам (табл. IV-51).

Станки типа БУ имеют индексы СБУ-70у, 2СБУ-70, Г1БУ-50, ПБУ-80, СВП-55/85, их технические характеристики приведены в табл. IV-52.

Станок СБУ-70у гидрофицирован, что позволяет быстро и легко переводить его из транспортного положения в рабочее (рис. IV.56).

На раме гусеничного хода смонтированы винтовой податчик с буровой головкой, распорная рама и маслососная станция. На станке используется ходовая часть от погрузочной машины ГПС-70-2. В каче-

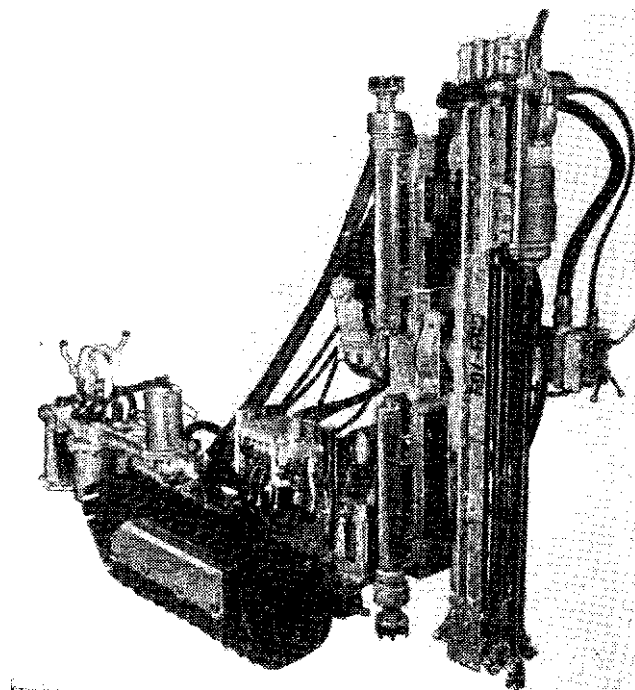


Рис. IV.56. Самоходный буровой станок СБУ-70у

у

8-R
oa

VO

a c
и ”

ю
co co
co ю
co”

C
III .

o
C

co M
ci O
O M
N O

2 o
H O
я ч

9)
ю

C
III

=3 Q'S
o a 9
> я
*a. o- M
я я

O N
N O
X X
O N
ci co

ю
— Ho

^ H
S O
I a
3 o
S O
3 9

2 O

3 e ”

« O
O
C
V
2

>1
ю

я c;
D ta
» I- K
a m o I ^
я я
я o
я p

X M
ci O
X X
O N
ч co

— TT

IT O
N C
X X
IO O
ci cN

— IO

O H
H
я «
S «

3 O

IO co
N N
X X
N O
N CI

o'co

Ha 3H

C
H

I H
I K
H я
H a

O. K G

3 a; b
2 c, d

O H Я

a. J ^

S I 2 * O
- § - " F
H K S 3 S
H s to b > O
O H
: O я 2
: o. ee n

5 >0
o r* o o
S S
* H

o o.
H u
H §

Т а б л и ц а IV.52

Станки ударного бурения скважин

	Станок			
	СБУ-70у	ПБУ-80	ПБУ-50	СБП-55/85
Диаметр скважины, мм . . .	65—85	65—75	46—55	55—85
Глубина бурения, м . . .	До 50	До 40	25	До 35
Число перфораторов . . .	1	1	1	2
Тип буровой машины . . .	БУ-70	ПК-75	БГУ-50	ПК-75
Диаметр буровых штанг, мм	38	38	32	38
Величина подачи, мм . . .	1200	1400	1200	1000
Минимальные размеры выработки, м	2,7X2,7	2,8X2,8	2,3X2,3	2,2X2,2
Давление в масляной системе, кгс/см ²	Ю	60	60	60
Тип ходового устройства	Гусеничный	Пневмоколесный		
Масса, кг	2 737	2 600	2 100	2 400
Цена, руб..	15 000			22 000

стве привода используются два поршневых пневматических двигателя П-2Л общей мощностью 16 л. с. Каждая гусеница имеет самостоятельный привод. Управление пневмодвигателями осуществляется с пульта управления. Скорость передвижения станка 1 км/ч.

Станок ПБУ-80 передвигается на пневмоколесном ходу (рис. IV.57). Станок имеет правый и левый приводы хода. Для горизонтирования станка в выработке предусмотрен гидродомкрат. Распорная группа и автоподатчик устроены аналогично станку СБУ-70у.

Автоподатчик станка ПБУ-80 имеет отдельный механизм развинчивания, которым пользуются при спуско-подъемных операциях. Благодаря применению колесного хода масса станка ПБУ-80 по сравнению с массой станка СБУ-70у уменьшена на 1000 кг.

Станком бурят скважины диаметром 65—85 мм в породах с $f = 8$ -20.

Станок СБП-55/85 (рис. IV.58) предназначен для бурения веерного комплекта скважин диаметром 46—85 мм и глубиной до 35 м из выработок малого сечения (2,2X2,2 м). Станок имеет два автоподатчика, из которых устанавливаются перфораторы. Одновременно в работе находятся два перфоратора, которые обслуживаются одним рабочим.

Станок СБП-55/85 конструктивно выполнен следующим образом: четырехколесная ходовая часть 1 имеет две бортовые передачи с приводом от самостоятельного двигателя 2. Все четыре колеса 3 — ведущие, что придает установке высокую проходимость, маневренность и устойчивость. Машина может поворачиваться вокруг вертикальной оси и работать на уклоне до 20°. Внутри каждой бортовой передачи установлен гидронасос, а корпус бортовой передачи является одновременно и баком для масла. Гидронасосы работают во время бурения от ходового пневмодвигателя. При передвижении станка привод переключается на ходовое. Устройство с помощью кулачковой муфты.

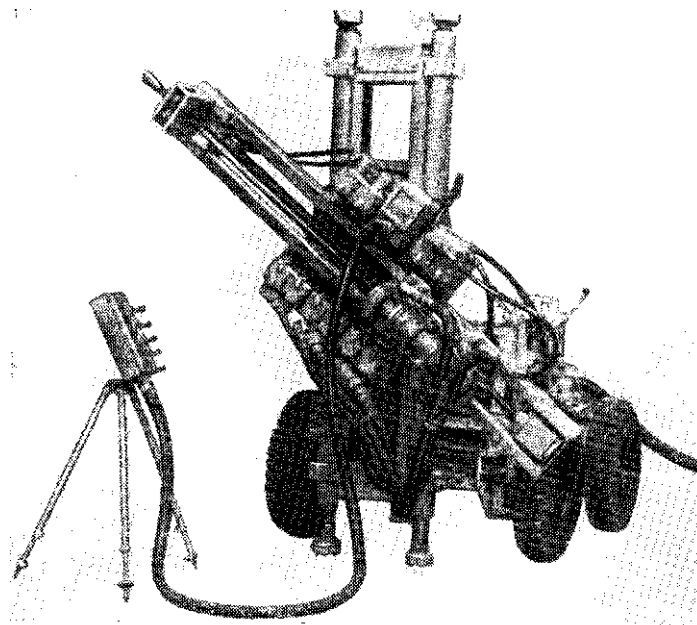


Рис. IV.57. Самоходный буровой станок ПБУ-50 на пневмоколесном ходу

В передней части ходовой рамы расположен поворотный кронштейн 4, на котором установлена траверса 5 с податчиками 6, которые могут поворачиваться вокруг оси 7 на 30° . Таким образом, с одной установки траверсы обустраивается сектор скважины, равный 45° . Траверса 5 может поворачиваться на 360° , что позволяет обустраивать станком полный веер скважины. Ось одного податчика относительно другого смещена на 100 мм.

В верхней части податчика имеется клиновой захват буровых штанг 8, который обеспечивает свинчивание и развинчивание штанг. Автоподатчики на время бурения раскрепляются в кровлю и почву выработки гидродомкратами 9. Перфораторы 10 расположены на податчике с внутренней стороны станка, что позволяет оператору производить замену штанг, находясь непосредственно на раме станка. Пульт управления 11 буровыми машинами находится на корпусе поворотного кронштейна.

Управление гидравлической системой станка и ходом осуществляем со второго пульта управления 12, который находится в задней части. В транспортное положение станок устанавливается с помощью гидроцилиндра подъема поворотного кронштейна.

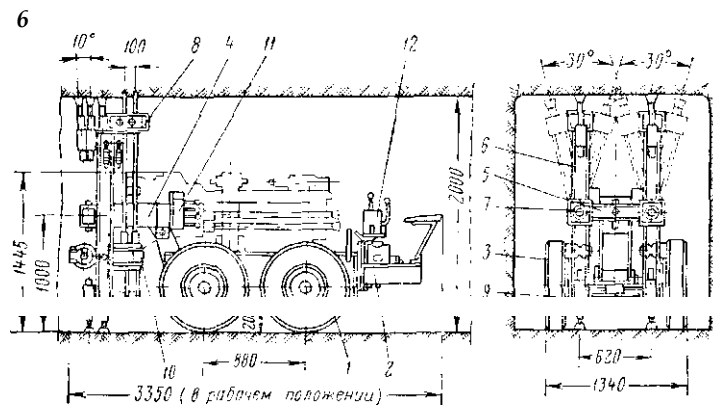


Рис. IV.5S. Самоходный буровой станок СБп-55/85:
а — общий вид; б — размещение станка в забое

§ 34. Вибрация при бурении

Оценка вредности вибрации производится по спектру вибрационной скорости в диапазоне частот от 11 до 2800 Гц со среднеарифметическими значениями частот 16, 32, 63, 125, 250, 500, 1000 и 2000 Гц. Для каждой октавной полосы устанавливается предельно допустимое значение среднеквадратичной величины виброскорости в см/с. Допускаемый уровень виброскорости нормируется санитарными нормами (табл. IV.53).

Т а б л и ц а IV. G O

Нормы ограничения вибрации при работе
с механизмами и оборудованием (СН 626—66)

астота, Гц	Виброинструмент		Рабочее место	
	Уровень колебатель- ной скорости, ДБ	Колебатель- ная скорость, см/с	Уровень колебатель- ной скорости, ДБ	Колебатель- ная скорость, см/с
16	120	5,0	97	0,35
32	117	3,5	93	0,22
63	114	2,5	95	0,27
125	111	1,8	97	0,35
250	108	1,2	97	0,35
500	105	0,9	—	—
1000	102	0,63	—	—
2000	99	0,45	—	—

Т а б л и ц а IV.54

Значения вибрационной скорости для буровых машин
(по данным Ю. Н. Власова)

Буровая машина и значение виброскорости по СН	Вибрационная скорость (см/с) в октавных полосах, Гц							
	16	32	63	125	250	500	1000	2000
Предельно допу- стимые значения вибрационной скорости ПО СН 626—66 . . .	5	3,5	2,5	1,8	1,2	0,9	0,63	0,45
Перфоратор ПР-30К	—	18,0	8,6	7,2	3,7	2,6	2,4	2,3
Перфоратор ПР-24ЛУ	—	8,0	7,12	6,5	2,5	2,0	4,0	4,5
Перфоратор ПТ-36	—	18,0	20,0	3,5	1,3	1,6	1,1	0,63
Перфоратор ПР-25МВ с виб- ротасящей ка- реткой	—	1,5	1,2	0,7	0,35	0,70	0,31	0,31
Перфоратор ПР-24ЛУ на ус- тановке УПБ-1	—	0,9	0,3	0,4	0,35	0,22	0,16	0,06
Перфоратор ПК-60 на буровой ка- ретке	—	2,9	1,5	0,75	0,29	0,05	0,013	0,012

Перевод в децибелы осуществляется по формуле

$$Lv = 20 \lg \frac{v}{5 \cdot 10^{-6}} \text{ дБ,}$$

где L_v — уровень виброскорости, дБ; v — виброскорость, см/с;
 $5 \cdot 10^{-6}$ см/с — условно принятая стандартная величина, соответствующая величине среднеквадратичной колебательной скорости при стандартном пороге звукового давления для тона с частотой 1000 Гц, равном $2 \cdot 10^{-5}$ Н/м².

Современные перфораторы создают виброскорости корпуса на всех частотах выше нормы. Поэтому все ручные перфораторы эксплуати-

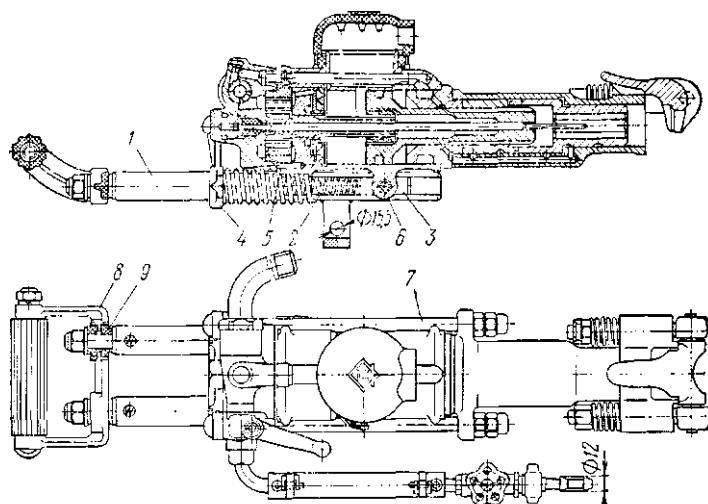


Рис. IV.59. Виброгасящее устройство перфоратора

руются с виброзащитными устройствами. Колонки и каретки также надежно защищают оператора от опасных влияний вибрации (табл. IV.54).

Виброгасящее устройство перфоратора (рис. IV.59) состоит из сварной рамы 1, представляющей собой две трубы, скрепленные кронштейном с отверстием для присоединения пневматической поддержки. В трубах помещены рабочие пружины 2 и ползуны 3. Между направляющим кронштейном 4 и упорными кольцами на трубах рамы установлены вспомогательные пружины 5, которые предназначены для гашения вибрации работающего перфоратора при извлечении буровой штанги из шпура.

Виброгасящее устройство соединяется с перфоратором осью 6, вставляемой в отверстие прилива цилиндра перфоратора и при помощи направляющего кронштейна 4, установленного под головками стяжных болтов 7. В трубах рамы виброгасящего устройства имеются пазы, по которым виброгасящее устройство перемещается относительно перфоратора. Усилие подачи от пневматической поддержки передается перфоратору через рабочие пружины. Кронштейн рукоятки 8 вибро-

гасящего устройства изолируется от рамы эластичными кольцами 9, гасящими высокочастотную вибрацию. Масса виброгасящего устройства 6 кг.

Для телескопических перфораторов ТП-29 и ПТ-36 разработаны виброзащитные рукоятки ПРВ-2Л, у которых вибрация гасится упругим элементом, сделанным из стального каната или резинового стержня. Следует иметь в виду, что виброгасящие устройства, как правило, гасят колебания с низкими частотами. Для гашения высокочастотных колебаний применяют рукавицы с полихлорвиниловыми вкладышами. Рукавицы уменьшают уровень вибрации в среднем на 5 дБ на частотах 20—40 Гц, на 10 дБ на частотах 50—100 Гц и на 20 дБ на частотах более 100 Гц. Масса вкладыша 37—40 г.

§ 35. Шум при бурении

Шум при работе перфораторов возникает в результате выхлопа отработанного воздуха, вибрации буровых штанг и соударения деталей. При длительном воздействии интенсивного шума на организм человека у него развивается тугоухость (потеря слуха) и поражается нервная система. Так как перфораторы генерируют шум, превышающий нормы, необходима защита рабочих от шума.

Уровень интенсивности шума (звука) L определяется логарифмом отношения двух интенсивностей звука — интенсивности шума, уровень которого оценивается I , и опорной интенсивности I_0 . Единица уровня соответствует отношению этих интенсивностей, равному 10. В качестве единицы силы звука принят один бел, равный логарифму этого отношения. Исходной (опорной) силой звука выбрана величина $I_0 = 10^{-12}$ Вт/м². Это значение соответствует порогу слышимости тона при частоте 1000 Гц (едва слышимый звук). В акустике пользуются более мелкой единицей уровня, равной одной десятой части бела — децибелом:

$$L = 10 \lg \frac{I}{I_0}, \quad \text{дБ.}$$

Применение для акустических измерений логарифмических единиц связано с тем, что восприятие звука пропорционально десятичному логарифму.

Уровень интенсивности звука определяется также исходя из величины звукового давления

$$L = 10 \lg \frac{p}{p_0} = 20 \lg \frac{p}{p_0}, \quad \text{дБ.}$$

Основной величиной звукового давления принято значение $p_0 = 2 \cdot 10^{-5}$ Н/м², соответствующее пороговой интенсивности, равной 10^{-12} Вт/м².

Допустимые уровни шума определяются гигиеническими нормами (ГН 1004—73). В табл. IV.55 приведена санитарно-гигиеническая оценка уровней шума выпускаемых перфораторов.

На перфораторах, которые выпускают заводы горного оборудования «Коммунист» и «Пневматика», установлены глушители шума (рис. IV.60), выполненные в виде резинового колпака. Глушитель снижает уровень звукового давления с 119 до 114 дБ. Масса глушителя 1,6 кг.

Несмотря на большое число предложений по уменьшению шума, их результативность невелика. Поэтому необходимо при работе с перфораторами применять индивидуальные средства защиты слуха. Для этой

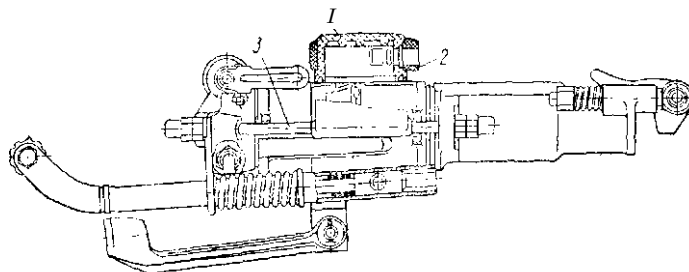


Рис. IV.60. Глушитель шума на перфораторе:
1 — глушитель; 2 — насадка; 3 — стяжной болт

цели применяют заглушки из ткани ФГ1, разработанной физико-химическим институтом им. Карпова, а также заглушки «Беруши». Такие заглушки понижают уровень звукового давления на 15—30 дБ.

Т а б л и ц а IV.55

Уровни шума перфораторов

Перфоратор	л ф ш < § 45	Уровни звукового давл ения(дБ) на средне-геометрических частотах, [ц								
		$\frac{p_a}{p_0}$								
		63	125	250	500	1000	2000	4000	8000	
		Преде. "ьно допустимый уровень шума по ГН 1004—73, дБ								
		85	99	92	86	83	80	78	76	74
ПР-22	118	102	112	110	107	106	108	108	109	
ПР-19	117	101	103	106	108	105	1106	ПО	105	
ПР-25Л	118	102	111	109	ПО	НО	111	111	109	
ПР-25МВ	106	98	101	190	94	92	98	99	104	
ПР-30	115	98	99	105	105	107	108	110	108	
ПР-30К	118	90	105	106	108	111	112	109	109	
ПТ-29	127	150	102	121	118	106	108	106	104	
ПТ-36	127	110	123	121	118	115	116	111	108	
ПК-60	119	105	113	113	110	107	107	110	110	
ПК-75	115	107	101	108	105	105	105	106	104	
КБУ-50	113	107	108	104	ПО	105	105	106	104	104
НКР-100М	115	100	100	100	103	104	105	102	97	
СВКН-2П	115	106	105	111	102	98	90	90	85	
КПВ-1 (два ПТ-36)	128	120	127	124	122	118	114	110	100	



Рис. IV.61. Противошумная каска

Для бурильщиков выпускают противошумную каску ВЦНИОТ-2М (рис. IV.61). Готовятся к выпуску наушники ВЦНИОТ-7М. Противошумные каски выпускает завод «Респиратор» в г. Орехово-Зуево (Московская обл.). Каска имеет наушники, которые снижают громкость звука особенно эффективно на частотах 2000—4000 Гц. Указанный диапазон частот опасен для человека. Эффективность противошумов составляет 45 дБ, что соответствует снижению громкости под наушниками в 23 раза. В низкочастотной части спектра заглушающая способность наушников невелика, что позволяет слышать разговорную речь. Как правило, уровень шума до 85 дБ не приводит к потере слуха. Шум более 100 дБ наносит постоянную травму слуховому аппарату человека. Заглушающая способность отдельных средств приведена в табл. IV.56.

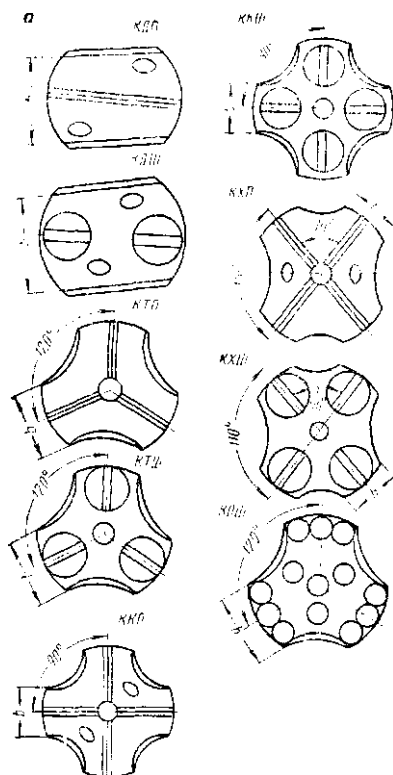
Т а б л и ц а IV.56

Заглушающая способность технических средств
(по данным Ю. Н. Власова)

Средства	Заглушающая способность (дБ) в октавных полосах среднегеометрических частот. Гц						
	25	250	500	1000	2000	4000	8000
Каска ВЦНИОТ-2М	7	12	14	22	35	40	32
Заглушки из гкапи ФПЛ-III	5	15	18	20	25	30	30
Заглушки НИГРН	2	7	6	12	18	27	27
Антифоны	5	8	8	2	20	28	29

§ 36. Инструмент для бурения перфораторами

В горнодобывающей промышленности применяют составные буры со съемными коронками, армированными твердыми сплавами. Коронки выпускают следующих типов: долотчатые—пластинчатые (КДП) и штыревые (КДШ); трехперые—пластинчатые (КТП) и штыревые (КТШ); крестовые пластинчатые (ККП) и штыревые (ККШ) (рис. IV.62). Типоразмеры коронок определяются ГОСТ 17196—71. Тем же ГОСТом предусмотрены коронки Х-образные пластинчатые (КХП), Х-образные штыревые (КХШ) и коронки одноразовые штыревые (КОШ). Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 28, 32, 36, 40, 43, 46, 52, 60, 65, 75, 85 мм.



ГОСТ 1719(3—71 предусматривает комическое и резьбовое соединение коронок со штангами (рис. IV,03). Посадочный конус бывает в двух исполнениях — Л и Б. Исполнение Л определяется ГОСТ 10949—64. Угол конусности принят 3'30". Исполнение Б имеет удлиненное посадочное гнездо. Резьба применяется внутренняя (исполнение В) и наружная (исполнение Г). В первом случае штанга упирается в дно гнезда, во втором случае — в бурт коронки.

Кузнецкий машиностроительный завод выпускает буровые коронки типа КДП, КДШ, КТШ и ККП (табл. IV.57).

Долотчатые буровые коронки КПД предназначены для бурения шпуров ручными и телескопными перфораторами в породах любой крепости. Коронка армируется твердым сплавом ВК15, а при бурении пород средней крепости сплавом ВК8В. Корпуса коронок изготавливаются из легированной стали 35ХГСА. Коронки выпускаются диаметром от 32 до 52 мм.

Крестовые коронки ККП предназначены для бурения в трещиноватых крепких горных

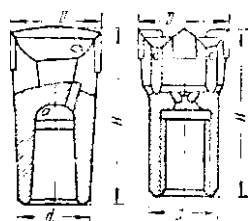


Рис. IV.6*2. Типы буровых коронок:
а — вид сверху; б — вид сбоку

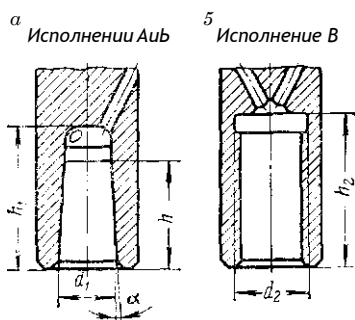


Рис. IV.63. Соединение коронок со штангами:
а — конусное; б — резьбовое с упором в дно

Буровые коронки для перфораторов
(по данным В. А. Латышева)

Типоразмер	Наружный диаметр коронки, мм	Диаметр корпуса, мм	Высота коронки Н, мм	Начальный диаметр конуса, мм	Типоразмер изделия твердого сплава	Марка твердого сплава	Масса твердого сплава, г	Масса коронки, кг	Цена, руб.	Завод-изготовитель
КДП32-19Б	32	26	65	19	Г1102	ВК15	51	0,3	1,8	Кузнецкий машиностроительный
КДП3С-22Б	36	30	72	22	Г1103	ВК15	57	0,3	1,9	То же
КДП40-22Б	40	33	75	22	Г1106	ВК15	83	0,49	2,5	»
КДШ40-25А	40	33	76	25	Ш16-22	ВК15	106	0,46	2,5	»
КДП40-25	40	33	77	25	Г1106	ВК15	82,5	0,45	2,5	«Коммунист» г. Кривой рог
КДШ43-25А	43	36	77	25	Ш16-22	ВК15	106	0,56	3,6	Кузнецкий машиностроительный
КДП46-25А	46	35	75	25	Г1108	ВК15	97	0,49	2,75	То же
КДШ46-25	46	35	75	25	Ш17-20	ВК11В	112	0,60	3,5	»
КДШ46-25	46	35	75	25	Ш17-20	В К11 в	112	0,60	3,6	»
ККП40-22Б	40	33	75	22	Г1207	ВК15	121	0,43	3,5	»
ККП40-25А	40	34	77	25	Г1207	ВК15	121	0,48	3,5	Кузнецкий машиностроительный
ККП43-25А	43	36	77	25	Г1208	ВК15	158	0,55	4,2	То же
ККП46-25А	46	36	77	25	Г1208	ВК15	158	0,57	4,4	»
ККП52-25А	52	40,5	82	25	Г1244	ВК15	168	0,64	4,9	»»
ККП60-32Б	60	45	105	резьба ВП32Х 12 левая	Г126	ВК15	20а	,16	10,0	
КТШ36-22Б	36	31	72	22	Ш14-20	ВК15	99	0,30	4,2	
КТШ40-25А	40	33,5	77	25	Ш15-20	ВК15	126	0,48	4,2	
КТШ43-25А	43	35,5	77	26	Ш15-20	ВК15	134	0,63	4,3	
ДТС-36	36	31/35	75	22/25	Г1104	ВК15	70	0,37	3,55	
						ВК11В	72	0,37	3,50	Самаркандский опытный и Киров-градский твердых сплавов
						ВК8В	73	0,37	3,30	
ДТС-36ф	36	31/35	75	22/25	1723/2	ВК8В	75	0,36	3,5	
БКМП40-25	40	35	78	25	Г1106	ВК15	83	0,5	3,85	То же
						в к п в	85	0,5	3,80	
						ВК8В	86	0,5	3,65	
БКПМ-40-25ф	40	35	78	25	1723/1	ВК8В	75	0,5	3,85	
БКПМ-36К	36	31/33	75	22/25	2218	ВК8В	90	0,4	4,95	Самаркандский опытный
БКПМ-40К	40	35	78	25	2218/14	ВК8В	116	0,51	5,7	То же
БКПМ-42К	42	35	78	25	2228/1	ВК8В	148	0,52	5,9	
БКР-45	45	41	120	КР31Х12 левая	2228/1	ВК8В	148	0,95	12,0	
БКР-55	55	48	120	КР31Х12 левая	2171/2	ВК8В	260	1,3	15,35	
БКР-60	60	48	120	КР31Х12 левая	2171/3	ВК8В	300	1,55	17,5	
БКР-65	65	55	120	КР38Х12 левая или КР31Х12 левая	2171/9	ВК8В	340	1,75	19,45	

городах. Лезвия коронки армируются четырьмя пластинками "формы Г12. Корпуса коронок изготавливаются из стали ЗОХГТ. Днаасф коронок 40—60 мм.

Коронки типа КДШ и КТШ армируются штырями. Применение штырей сокращает число типоразмеров твердого сплава для армирования различных по форме и размерам буровых коронок. Кроме того, вследствие увеличения удельной ударной нагрузки на единицу длины лезвия коронки повышается скорость бурения на 25—30% по сравнению с коронками со сплошным лезвием.

Коронки БКГШ40 и БКР56 предназначены для бурения шпуров в особо крепких породах с $f = 10$ -н20. Корпуса коронок изготавливают из легированной конструкционной стали марки ЗвХНЗМФА и армируют твердосплавными пластинами марок ВК8В, ВК11В или ВК15 и после пайки подвергаются термической обработке. Конусные соединения коронок комплектуются латунными втулками. Угол заточки коронок 110° , радиус заточки 120 мм. Посадочный конус имеет угол $7^\circ \pm 6'$. Диаметр промывных отверстий 5 мм. Коронки, предназначенные для сухого бурения, имеют индекс С и имеют диаметр отверстий 7 мм. Коронки с индексом Ф оснащены фигурной пластинкой толщиной в средней части 8 мм, а по краям 12 мм, что повышает износостойкость пластинки и вместе с тем уменьшает расход твердого сплава.

Коронка считается затупленной, если она имеет притупление, равное 3 мм на расстоянии 5 мм от внешнего края, или когда высота понижения угла пластины достигает 8 мм.

При правильной эксплуатации коронка выдерживает до десяти заточек. Наибольшее распространение получили долотчатые коронки.

Марки стали, из которых изготавливаются корпуса коронок, приведены в табл. IV.58, а химический состав припоев — в табл. IV.59.

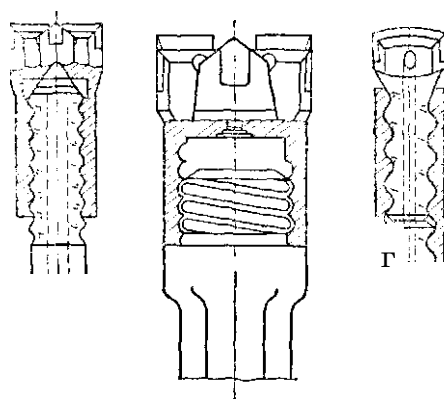
Известны следующие типы соединений коронок со штангой: соединение штанги с упором в дно коронки, с упором коронки в бурт штанги, соединение долота и штанги муфтой и соединение нишпелем (рис. IV.64).

Крестовая коронка с упором в дно (рис. IV.65) представляет собой цилиндр с уширением в головной части, в котором выполнены лезвия, армированные пластинками твердого сплава. Между лезвиями вставляется сопло, которое образует центральный промывочный канал. Между лезвиями имеются еще четыре боковых промывочных канала. Во внутренней части цилиндра имеется нарезка веревочного профиля, так что штанга упирается в основание головки коронки и через внутреннюю плоскость головки передает ударный импульс инструменту.

Буровая сталь. Материалом для изготовления буров и штанг служат легированные стали. В состав легированных сталей помимо углерода входят кремний, никель, хром, молибден, ванадий и другие элементы, которые способствуют образованию мелкозернистого строения после закалки и повышают прочность стали. В горнодобывающей промышленности широко применяют прокат для буров из стали марки 55С2 (ГОСТ 14859—69). Буры, изготовленные из такой стали, хорошо поддаются обработке. Лучшей для буров является сталь марки 28ХГНЗМ

$\left(\begin{array}{c} \text{ЧМТУ} \\ \text{ЦННЧМ} \end{array} \right) 1239-64$.

Размеры выпускаемой буровой стали приведены в табл. IV.60 (ГОСТ 2879—69). Буровая сталь диаметром 38 мм выпускается трубными заводами и поставляется как толстостенные трубы.



LUJ

с. IV.64. Типы резьбовых соединений коронки со штангой:
— с упором D дно коронки; 0 — с упором в бурт штанги,
-соединение долота и штанги муфтой; 2—соединение ниппелем

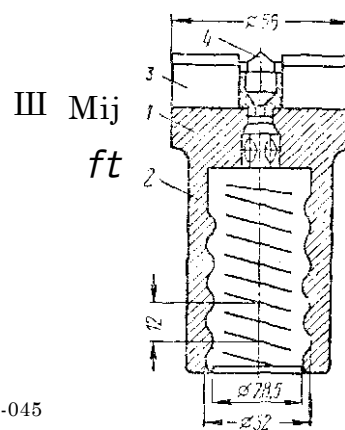


Рис. IV.65. Крестовая коронка:
1 — головка; 2 — корпус; 3 — пластинки твер-
дого сплава; 4 — сопло; 5 — отверстия для про-
мьшки

Т а б л и ц а IV. G O

Марки сталей для изготовления корпусов коронок

Марки стали	Содержание элементов, %							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	V	W
30 X Г С А	0,35	0,97	1,34	1,2	0,31			
45XН	0,45	0,25	0,66	0,39	1,08	—	—	—
18X2H4BA . . .	0,16	0,16	0,50	1,87	3,82	0,14	0,07	0,87
45XНМФА . . .	0,57	0,15	1,23	0,92	1,42	0,29	0,15	0,06
48XНЗВЛ	0,38	0,24	0,37	1,01	2,91	—	—	—

Т а б л и ц а IV.59

Марки припоя для изготовления коронок

Марка припоя	Химический состав, % (масса)							
	Си	Ag	Ni	Zn	Cr	Aln	Si	Al
Латунь Л-62 . .	60—68			ОСТ		—	—	
Медь МО . . .	99,95	—	—	—	—	—	—	—
Куниаль А . .	ОСТ	—	(Ni+Co)13%	—	—	0,5	—	3
Серебряный припой ПСР44 . . .	27	44	2,0	16	8	3	—	—
Серебряный припой ПСР40 . . .	16,7	40	0,3	17	26	—	—	—

Продолжение табл. IV.59

Марка припоя	Температура плавления, °C	Механические свойства	
		предел прочности при растяжении, КГ/мм ²	относительное удлинение, % ударная вязкость, КГС-М/ММ-М
Латунь Л-62	905	26—28	28—30
Медь МО . . .	1083	16—18	35—40
Куниаль А . .	1445	33	13
Серебряный припой ПСР44 . . .	800	—	—
Серебряный припой ПСР40 . . .	605	—	—

Т а б л и ц а IV.GO

Размеры буровой стали

3 2 ч Хя	Д « о ч с о а	2 и с % ч а а	предел отклоне- ния	Д я а	Д О С	« Х С ч Х	и Д о ч с о а	Д О С	Д О С	Д О С
19	+0,2 —0,3	—	—	6,0	±0,5	2,0	+1	0,75	285	2,2
22	+0,2 —0,3	—	—	6,5	±0,6	2,5	+1	0,75	390	3,1
25	+0,2 —0,4	—	—	7,2	+0,8	2,5	+1	0,75	500	3,9
—	—	32	+0,2 —0,5	9,0	±0,9	—	—	0,75	742	5,8
—	—	38	0,5	17,4	±0,2	—	—	—	920	7,2

Т а б л и ц а IV.61

Марки сталей для изготовления буровых штанг

Марка стали	Содержание, %			
	C	Si	Mn	Cr
55C2	0,52—0,60	1,50—2,00	0,60—0,90	
95ХМА	0,90—1,00	0,17—0,37	0,40—0,70	0,80—1,10
30ХГСФА	0,28—0,35	0,90—1,20	0,80—1,10	0,8—1,10
30ХМА	0,26—0,33	0,17—0,37	0,40—0,70	0,80—1,10
12ХН3А	0,09—0,16	0,17—0,37	0,30—0,60	0,60—0,90
28ХГНЗМ	0,24—0,34	0,20—0,40	1,0—1,3	0,8—1,1
40Х2АЮФ	0,35—0,45			1,8—2,2

Продолжение табл. IV.61

Марка стали	Содержание, %			
	Ni	Mo	V N	Al
55C2				
95ХМА	0,0—0,4	0,15—0,25 j		
30ХГСФА	0,0—0,3	—	0,10—0,20	
30ХМА		0,15—0,25	—	
12ХН3А	2,75—3,15			
28ХГНЗМ	2,75—3,15	0,2—0,4	—	
40Х2АЮФ		—	1 0,9—1,0	0,10—0,17
				0,9—1,0

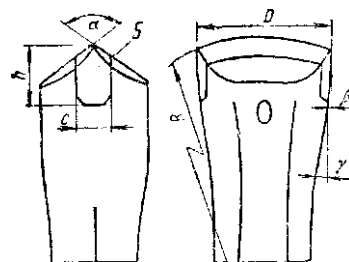


Рис. IV.66. Цельный армированный бур.

1 — головка; 2 — стержень; 3 — бурт;
4 — хвостовик; 5 — пластинки твер-
дого сплава; 6 — отверстие для про-
мывки; D — диаметр головки бура;
 R — радиус заюмля бура; h — высота
пластинки; α — угол заточки боковой
границы; β — угол конусности

Шестигранную сталь и круглую сталь малых диаметров получают методом горячей прокатки. Круглую сталь большого диаметра получают методом холодной прокатки. Метод обеспечивает получение геометрически круглого отверстия большого диаметра в центре штанги. Холоднокатаная сталь в процессе прокатки упрочняется, что благоприятно сказывается на прочности инструмента.

В СССР холоднокатаную сталь в трубах из марок 12ХНЗА ЧМТУ (ГОСТ 4543—71), 30ХМА (МПТУ 2164—49) и 28ХГНЗМ ЧНШТМ 1239—64) производит Первоуральский новотрубный завод. Сталь диаметром 38 мм имеет толщину стенки 10—12 мм.

В табл. IV.61 приведены данные о составах сталей, применяемых для изготовления буров и буровых штанг.

Буры и буровые штанги. Буры служат для передачи импульса напряжений в породу и для передачи крутящего момента лезвию инструмента. Буры различают цельные и составные. Цельные буры могут быть со стальной закаленной головкой и головкой, армированной твердым сплавом (рис. IV.66). Большое распространение получили составные буры со съёмными коронками.

Для бурения глубоких взрывных скважин применяют составные буры, которые состоят из коронок, набора штанг, соединительных муфт и хвостовиков (рис. IV.67). Применение цельных буров обеспечивает более высокую производительность как за счет меньших потерь при прохождении ударного импульса, так и за счет большей прочности.

Рис. IV.67. Составной бур:
1 — коронка; 2 — штанга; 3 — соединительные муфты; 4 — хвостовик

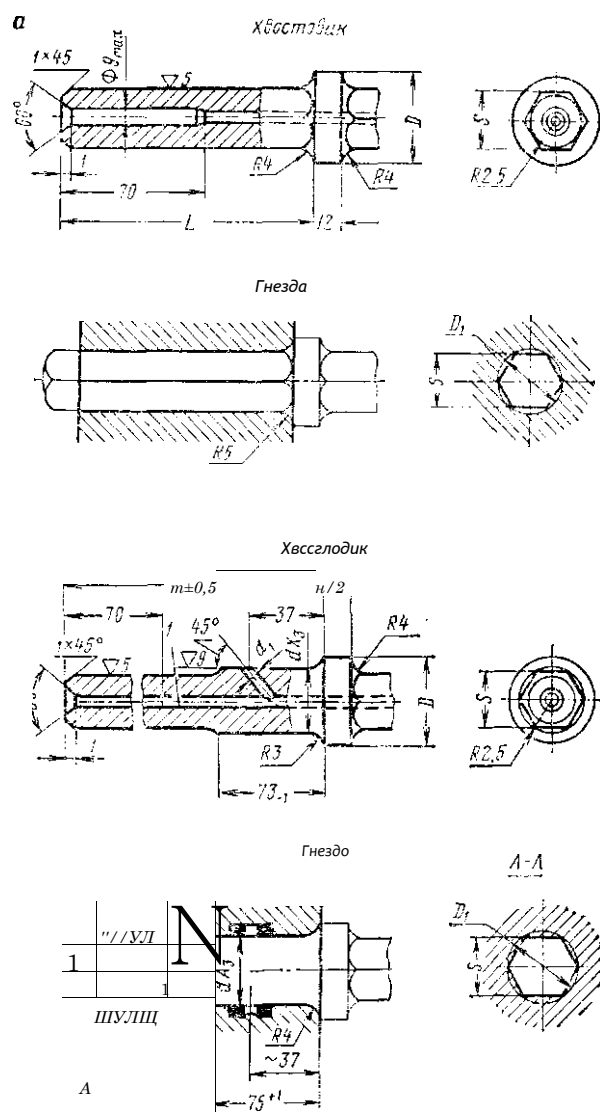


Рис. IV.68. Хвостовики буров для ручных перфораторов:
а - с центральной промывкой; б - с боковой промывкой

Т а б л и ц а IV.63

Расход материала при бурении скважин на 1000 м

Расходуемый материал	Коэффициент крепости пород /	
	10-12	14—16
Коронки крестовые диаметром, шт.:		
56 мм	10	22
05 мм	14	28
Буровые штанги диаметром 38 мм и длиной 1000 мм, шт. . .	22	71
Соединительные муфты, шт.	23	63
Хвостовики, шт		4
Сжатый воздух, м ³ . . .	80 000	128 000
Вода, м ³	50	70

Глава XX

МАШИНЫ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОГО БУРЕНИЯ ШПУРОВ

Вращательно-ударное бурение представляет собой сочетание двух способов, при которых на породу забоя шпура действует большое осевое усилие, большой крутящий момент и ударная нагрузка. Увеличенная осевая нагрузка позволяет внедрить инструмент в породу, а ударная нагрузка увеличивает величину вруба, получаемую при статическом воздействии на инструмент. Приложенный крутящий момент позволяет срезать стружку величиной большей, нежели при вращательном бурении.

§ 38. Бурильные машины вращательно-ударного действия

Промышленность выпускает три типа бурильных машин вращательно-ударного действия: БГА-1, БГА-1м, П00-1-1М. Они состоят из вращателя и ударного узла (табл. IV.64).

Бурильная машина БГА-1 (рис. IV.70) состоит из корпуса 1, редуктора 2, кожуха 3, пневматического ударника 4, привода вращателя 5. Корпус с помощью направляющих 6 и 7 монтируется на раме автоподатчика. Перемещается бурильная машина вдоль автоподатчика с помощью ходового винта с полугайками 8 и 9. Редуктор и поворотная букса соединены между собой промежуточным валом 10. Крутящий момент через шестерни 11, 12, 13, 14 и 15 передается зубчатому колесу 16 и далее патрону 17. От патрона крутящий момент передается хвостовику 18. Хвостовик соединяется со штангой посредством конуса. На хвостовик надевается муфта боковой промывки 19, через которую вода поступает из сети в канал буровой штанги.

Осевое усилие подачи и отраженные от забоя волны напряжений через патрон и промежуточную муфту 20, упорный шарикоподшипник 21 далее через цилиндр передаются пневморезиновому амортизатору 22.

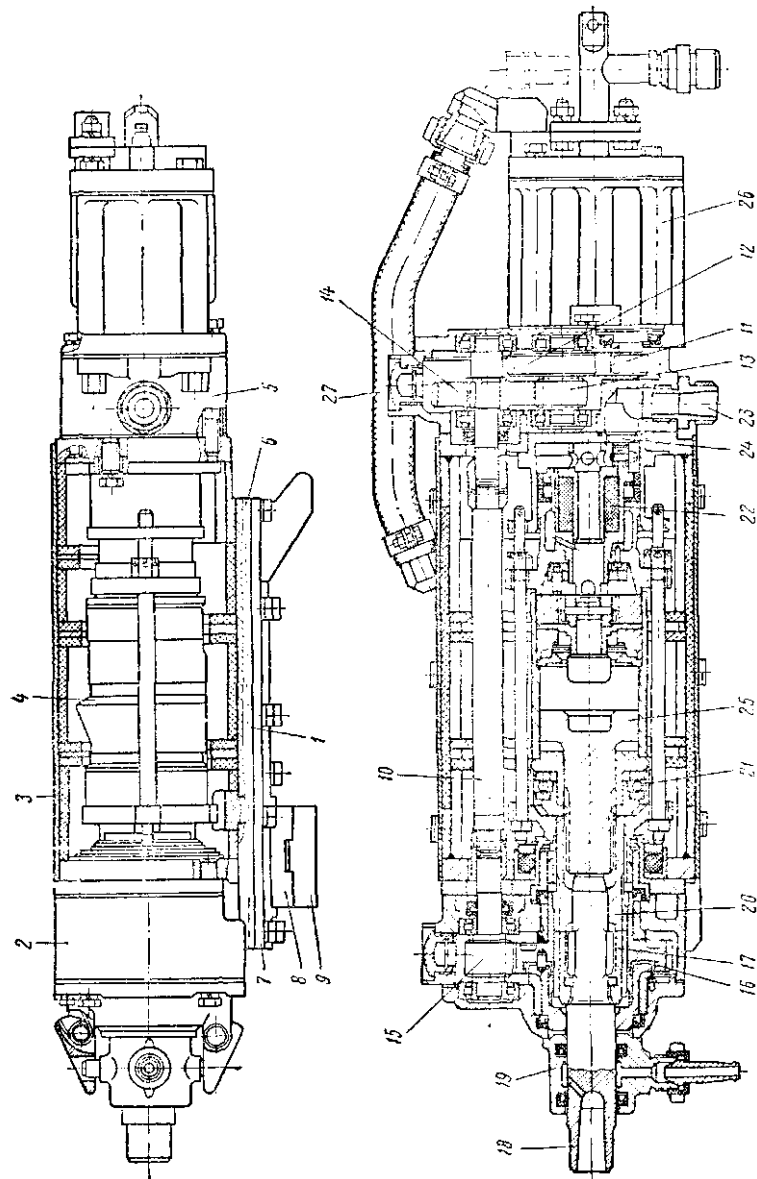


Рис. IV.70. Буровая машина БГА-1

Т а б л и ц а IV.G4

Техническая характеристика вращательно-ударных
бурильных машин

Показатели	Вурпльтая мапыпа		
	1100-1-1,П	ПГА-1	5 Г А -1 м
Диаметр шпура, мм	45—52	42—52	42—52
Глубина шпура, м	4	5	5
Частота ударов в минуту	3200	3200	2600
Энергия удара, кгс-м . .	3,5—4,0	4,0	8,5
Ударная мощность, л. с.	2,7	2,9	5
Мощность двигателя враща- теля, л. с	—	—	<1,5
Частота вращения бура, об, мни	130—150	130—150	140
Крутящий момент па шина- деле, кгс-м	20	20	22
Передаточное число редук- тора	—	—	34,4
Давление сжатого воздуха, кгс/см ²	5,0	5,0	5,0
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	10—12	10	10
Удельный расход сжатого воздуха, м ³ /(мин-л. с.)	1,7	1,7	0,9
Внутренний диаметр шлан- гов, мм:			
	25	25	25
водяного	18	18	18
Основные размеры, мм:			
длина	990	990	1080
ширина	272	272	340
высота	195	195	260
	105	105	140
Цена, руб	760	-	650
Завод-изготовитель	Кузнецкий машино- строитель- ный	Старооскольский меха- нический	

Последний гасит эти колебания. Сжатый воздух из сети подается через штуцер 25. к клапану 24, который при сжатом положении амортизатора полностью открывает отверстие подачи сжатого воздуха. Амортизатор сжимается при упоре буровой штанги о забой шпура. Далее воздух через клапанное устройство поступает в рабочие камеры цилиндра, заставляя совершать возвратно-поступательное движение поршня 25.

Шестеренчатый пневматический двигатель 26 передает крутящий момент через редуктор, промежуточный вал и зубчатые колеса патрону. Глушитель шума представляет собой кожух вокруг цилиндра буровой машины, покрытый изнутри листовым войлоком. Отработанный воздух от двигателя поступает в глушитель через шланг 27, выхлоп из рабочих полостей цилиндра осуществляется непосредственно в глушитель.

Машину БГА-1 рекомендуется применять при бурении пород с $f = 6$ ч-10.

Аналогичную машину БГА-1 выпускает Кузнецкий машиностроительный завод под индексом 1100-1-1М.

Бурильная машина БГА-1м более проста по устройству и более надежна, предназначена для бурения шпуров по породам с $f = 10$ —14.

§ 39. Буровые вращательно-ударные установки (каретки)

Буровые вращательно-ударные установки (каретки) выпускает Кузнецкий машиностроительный завод под индексом БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2к, СБУ-4. Первые две установки имеют колесно-рельсовый ход и остальные — гусеничный.

Установка БУ-1 — колесно-рельсовая, не имеет собственного привода хода. Передвигается она с помощью электровоза. Для перемещения установки на соседний путь рама установки снабжена перекатными роликами. При перекатывании вся установка поднимается над рельсами при помощи кривошипных механизмов.

Установка БУР-2 — двухстреловая, имеет собственный привод хода. Приспособлена для обурирования забоев сечением до 20 м². Имеет вспомогательное оборудование в виде съемной платформы и вилочного захвата для работ по заряданию шпуров, оборке кровли и установке крепи. Буровые установки СБУ-2м, СБУ-2к, СБУ-4 имеют гусеничный ход и применяются в проходческих и очистных забоях для бурения шпуров глубиной от 2,75 до 4 м. Установку СБУ-2м применяют для бурения шпуров глубиной до 2,75 м. При необходимости бурения более глубоких шпуров применяют установку СБУ-2к. Обе установки приспособлены для бурения горизонтальных и вертикальных шпуров для анкерной крепи. Буровая установка СБУ-4 предназначена для бурения шпуров при проведении горизонтальных выработок сечением до 100 м². Она получила наибольшее применение при строительстве тоннелей и подземных сооружений различного назначения. Применяют эту установку также и для очистных работ при камерно-столбовой системе разработок мощных рудных залежей.

Буровая установка БУР-2 (рис. IV.71) самоходная на колесно-рельсовом ходу состоит из двух бурильных машин вращательно-ударного действия 1, манипуляторов 2, верхних тележек 3, направляющих станин 4, ходовой тележки 5 и пульта управления 6.

Буровая установка имеет две верхних тележки (левую и правую), на которых крепятся манипуляторы и гидроцилиндры подъема и пово-

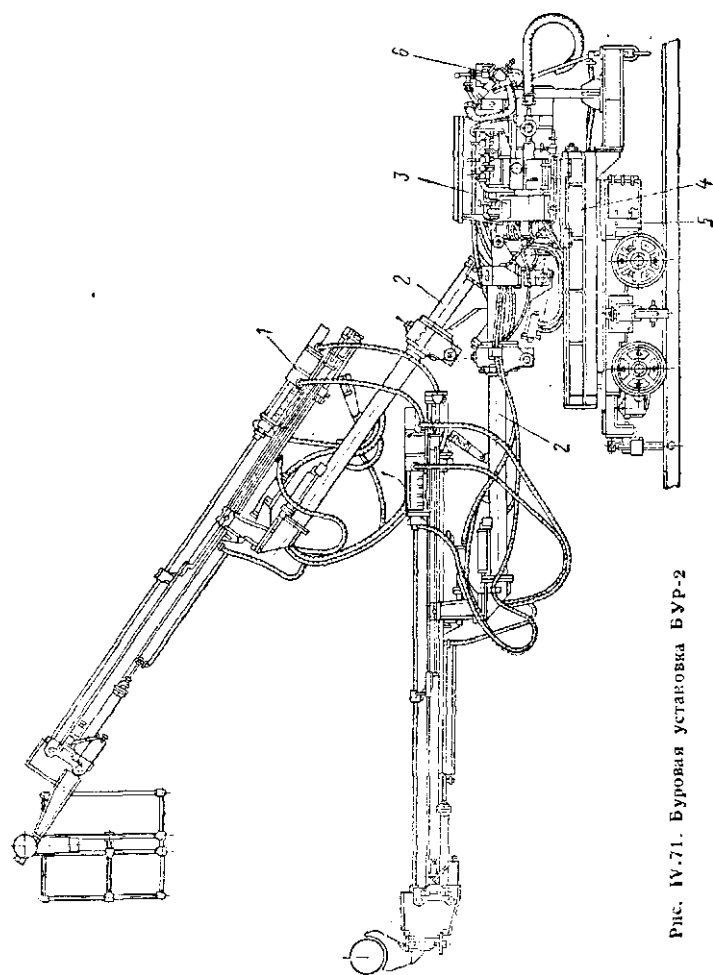


Рис. IV.71. Буровая установка БУР-2

рота стрелы. Верхние тележки также служат для размещения двух независимых гидросистем. В каждой тележке имеется маслонасос НШ-10Д, от которого под давлением поступает к двум гидрораспределителям. От первого гидрораспределителя действуют гидроцилиндры подъема и поворота стрелы манипулятора и гидроцилиндр подачи верхней тележки. С помощью этого цилиндра верхняя тележка перемещается по раме ходовой тележки, а следовательно, передвигается относительно забоя и вся буровая группа механизмов.

Второй гидрораспределитель предназначен для управления гидроцилиндрами поворота и подъема бурильной машины. В гидросистеме с помощью предохранительного клапана поддерживается давление 65—70 кгс/см².

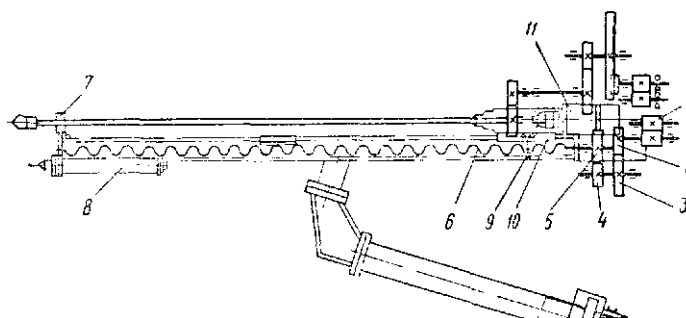


Рис. IV.72. Схема устройства автоподатчика

Буровая установка БУ-1 отличается от предыдущей тем, что она имеет один манипулятор с автоподатчиком и бурильной машиной, которые крепятся к верхней тележке. Установка имеет также боковые опоры для придания большей устойчивости при бурении.

Автоподатчик обеих установок винтовой (рис. IV.72). Действует автоподатчик от шестеренчатого пневматического двигателя 1, крутящий момент от которого передается шестерням редуктора 2, 3, 4, 5 и от них однозаходному винту 6. Диаметр винта 30 мм, шаг нарезки 12 мм. Автоподатчик имеет люнет 7; кроме того, имеется подвижной люнет. Автоподатчик фиксируется в забое с помощью распорных пневмодомкратов 8.

На схеме показана ходовая гайка 9, с помощью которой при вращении винта передвигается платформа 10, а с ней и бурильная машина 11.

Самоходная буровая установка СБУ-2м (рис. IV.73) состоит из следующих основных узлов: двух бурильных машин с автоподатчиками, левого и правого манипуляторов, левой и правой верхних тележек, двух станин, гусеничного хода и пульта управления. Бурильные машины и автоподатчик заимствованы от установки БУР-2.

Буровая установка СБУ-2к является разновидностью установки СБУ-2м. Она позволяет бурить шпур в выработках высотой и шириной до 6 м. Глубина шпура 4 м. Она имеет промежуточную раму, которая устанавливается между нижней платформой и станией. Нижняя платформа представляет собой металлическую раму, внутри которой смонтированы два маслобака, маслонасосная станция, масловодоотделитель и золотник с ручным управлением. К заднему концу рамы крепятся два опорных гидродомкрата.

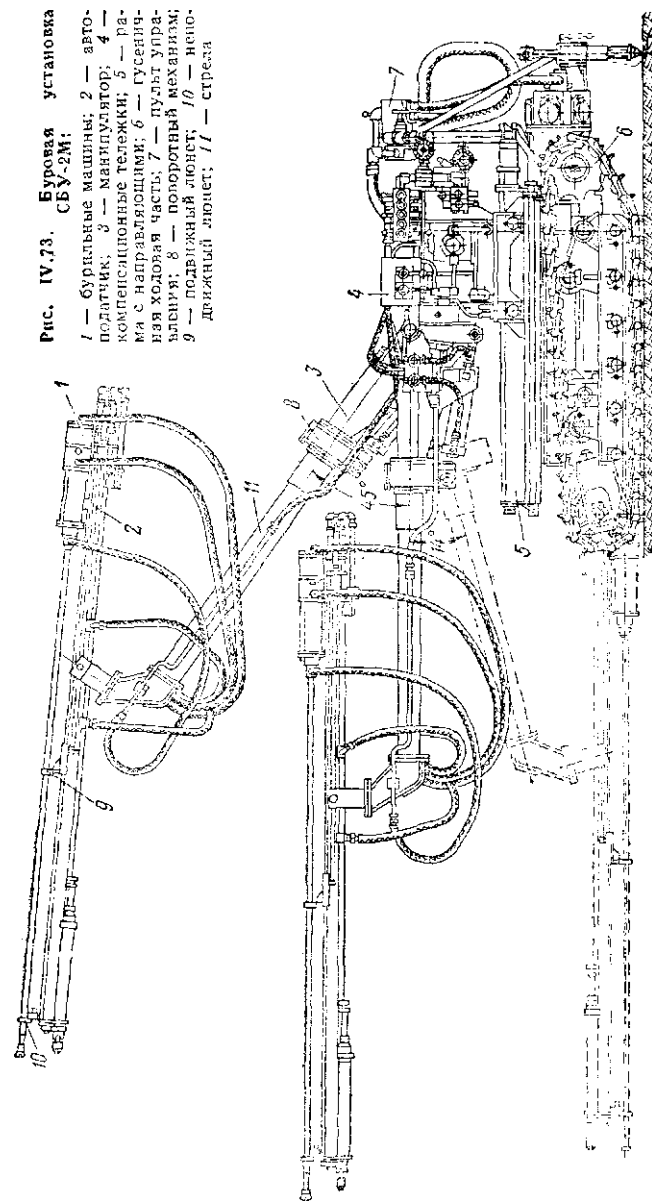


Рис. IV.73. Буровая установка БУУ-2М;

1 — буровые машины; 2 — авто-
подъемник; 3 — манипулятор; 4 —
компенсационные тележки; 5 — ра-
ма с направляющими; 6 — гусенич-
ная ходовая часть; 7 — пульт управ-
ления; 8 — поворотный механизм;
9 — подвижной люнет; 10 — непо-
движный люнет; 11 — стрела

Буровая установка ОБУ-4 позволяет обуривать забои сечением от 50 до 100 м. Высота окуривания забоя достигает 12 м, а ширина — 8 м. Установка состоит из двух платформ, на каждой платформе установлены два манипулятора. Манипуляторы — стреловидного типа. Тележка является подвижной опорой манипулятора. На ней расположены пульты управления с манипуляторами бурильной машины.

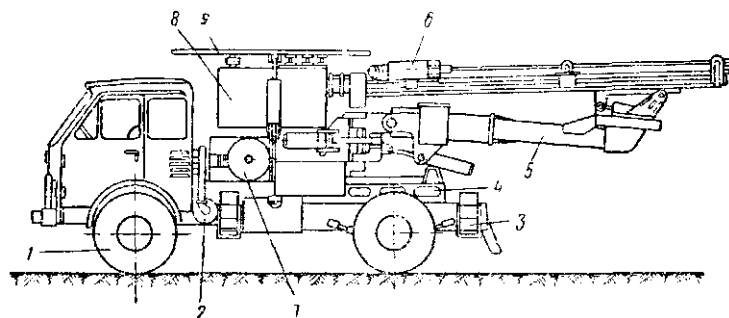


Рис. IV.74. Самоходный буровой агрегат УБА:
1 — шасси; 2 — каталитический нейтрализатор; 3 — опорный домкрат;
4 — механизм надвига буровой тележки; 5 — манипулятор; 6 — бурильная машина; 7 — маслобаки; 8 — маслосборник; 9 — защитный козырек

Создан также самоходный буровой агрегат УБА (рис. IV.74). Агрегат УБА оснащен пневмоколесным шасси с дизельным приводом от серийного автомобиля МАЗ-503. Очистка выхлопных газов двигателя ЯМЗ-236 производится двумя каталитическими нейтрализаторами и жидкостным очистителем. Агрегат двухстреловый. На агрегате применены манипуляторы установки СБУ-2к. Автоподатчики установлены с двухвинтовым приводом, что обеспечило компактность бурового агрегата в транспортном состоянии и относительно большие размеры обуриваемых забоев. На буровом агрегате УБА установлены гидравлические вращательно-ударные буровые машины типа «Импульс». Машины этого типа производительнее пневматических в 1,3 раза. Характеристика вращательно-ударных буровых установок приведена в табл. IV.65.

§ 40. Навесное оборудование с вращательно-ударными бурильными машинами

Навесное оборудование НБ-1П устанавливают на погрузочной машине 2ПНБ-2. Машину применяют для проведения выработок сечением от 8,8 до 17 м² в свету. Машина производит бурение шпуров и погрузку породы в вагоны или на конвейер.

Навесное буровое пневматическое оборудование НБ-1П состоит из двух манипуляторов, которые при помощи кронштейнов крепятся к погрузочной машине. В качестве бурильных машин используют 1100-1-1М или БГА-1м.

Пневматические и гидравлические пульты управления бурильными машинами и манипуляторами расположены с левой и правой сторон погрузочной машины. Подъем и поворот стрелы манипулятора и бурильной машины, а также ее продвижение осуществляются при помощи пяти

гидроцилиндров. Вращение стрелы манипулятора производится червячно-цилиндрическим редуктором с приводом от гидродвигателя. Складывание стрелы манипулятора выполняется гидроцилиндром со штоком, имеющим реечное зацепление.

Техническая характеристика пневматического
навесного оборудования НБ-1П

Диаметр коронки, мм	40—43
Глубина бурения, мм	2500
Величина подачи бурильной машины, мм	2750
Высота верхнего горизонтального шпура, м	4,0
Ширина обуриваемого забоя, м	5,0
Расход воздуха при бурении, м³/мин	10—12
Цена, тыс. руб.	8,97
Завод-изготовитель	Кузнецкий машиностроительный

§ 41. Буровой инструмент

Для машин вращательно-ударного действия выпускают буровые коронки долотчатого типа, имеющие асимметрично заточенные лезвия (табл. IV.66). Передней грани придается отрицательный угол, равный 25°, задний угол равен 30°.

Коронки армируются двумя пластинками твердого сплава марки ВК6В. Корпус готовится из стали У8. Папка производится латунью.

Выпускают три типа коронок: БУ-1100-1-06, БУ-42С₃ и КУВШ-42А.

Первая коронка имеет пластинки твердого сплава, расположенные в одном пазу (рис. IV.75, а). У коронки БУ-42С₃ пластинки смещены одна относительно другой на 12 мм. Коронка КУВШ-42А армирована штырями, имеющими асимметричную заточку.

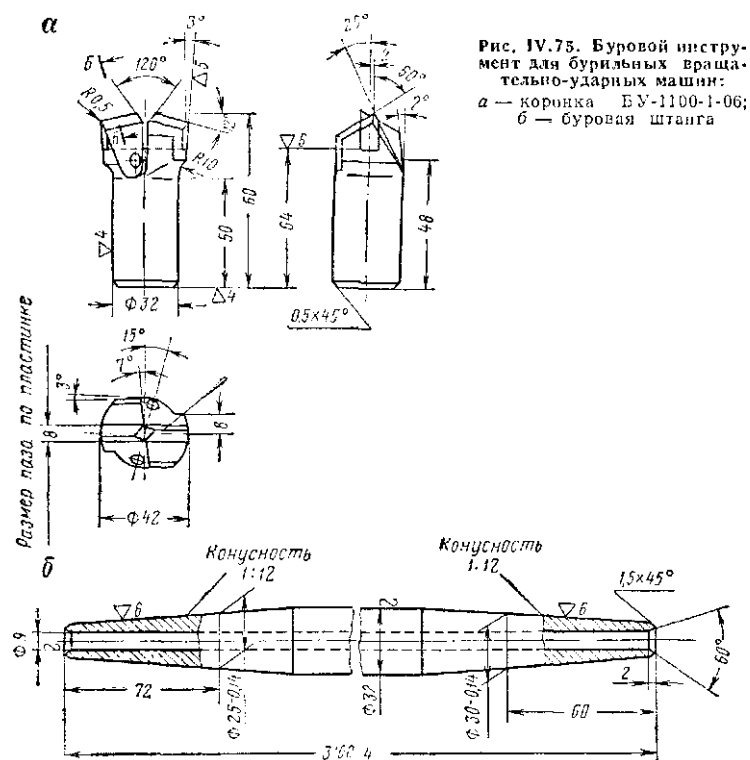
Соединение буровой коронки со штангой (рис. IV.75, б) конусное 5⁹ и 7¹ (табл. IV.66).

Т а б л и ц а IV. 66

Коронки для вращательно-ударных бурильных машин

Показатели	Коронка		
	БУ-11,0-1-06	БУ-42С,	КУВШ-42
Наружный диаметр, мм	42	42	43
Диаметр корпуса, мм	32	32	34
Высота коронки, мм	80	67	82
Начальный диаметр конуса, мм	22	22	25
Типоразмер изделия твердого сплава	900-1-0402	900-1-0402	ШН15Х18
Марка твердого сплава	ВК6В	ВК6В	ВК8В
Масса твердого сплава, кг	0,063	0,063	0,073
Масса коронки, кг	0,31	0,44	0,45
Цена, руб	0,75	2,3	2,5
Завод-изготовитель	Кузнецкий машиностроительный		

Штанги изготовляют из стали 55С₂ диаметром 32 мм с внутренним каналом диаметром 9 мм. На концах штанг вытачивают конусы с углом конусности 1 : 12. Один конец штанги вставляется в хвостовик бурильной машины, а на другой надевается коронка. Штанги выпускает Кузнецкий машиностроительный завод под индексом 1100-1-0001.



§ 42. Режимы и механическая скорость бурения

К режиму вращательно-ударного бурения относятся: число ударов за один оборот бура, частота вращения бура, осевое давление, интенсивность очистки шпура. Определяют эти величины по эмпирическим формулам О. Д. Алимова, Л. Т. Дворникова (для шпуров диаметром 42 мм).

Угол поворота между ударами

$$w = 5 (A_y + 1) - 0,71, \text{ градус,}$$

где A_y — энергия удара поршня ударника, кгс-м; f — коэффициент крепости горных пород по шкале проф. Д. М. Протодяконова.

Рациональная частота ударов бурильной машины

$$П_{у.р} = 2000 + \frac{0,001 \Gamma}{A_y}, \text{ уд/мин.}$$

Крутящий момент на буре

$$M = 50 - 2,5 / \text{ кгс-м.}$$

Осевое усилие (рис. IV.76) определяют по данным Н. М. Марковича.

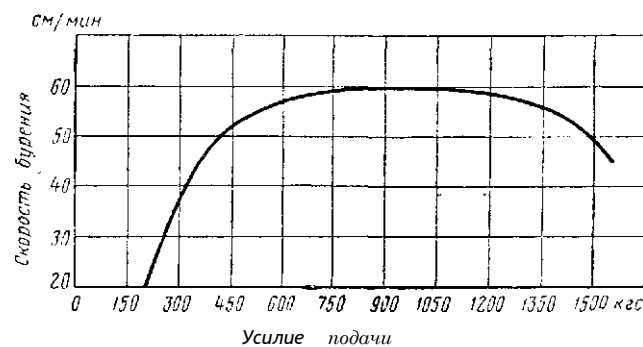


Рис. IV.76. Зависимость скорости бурения от усилия подачи

Расход промывочной жидкости составляет 13—15 л/мин.

Механическая скорость бурения

$$y_{м} = 100(20 - l), \text{ мм. мин.}$$

Сменная производительность

$$Q_{сч} = \frac{(T_{п.з} + T_{п.н} + T_{ман} + \Gamma_{сч}) \cdot k_0 \cdot k_a \cdot p}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + h + \kappa + a + h}, \text{ м.смену,}$$

где $\Gamma_{сч}$ — продолжительность смены, мин; $T_{п.з}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; $T_{п.н}$ — продолжительность вспомогательных операций, мин; $T_{ман}$ — продолжительность маневров в течение смены, мин; p — число бурильных машин на установке; k_0 — коэффициент одновременности работы бурильных машин; k_a — коэффициент надежности буровой установки ($k_a = 0,90$); t_1 — время, затраченное на забуривание и перестановку автоподатчика на шпур, отнесенное к 1 м шпура ($t_1 = 0,45$), мин; t_2 — время обратного хода податчика, отнесенное к 1 м шпура ($t_2 = 0,12$), мин; t_3 — время замены коронки или штанги, отнесенное к 1 м шпура ($t_3 = 0,15$), мин; t_4 — время на прочистку шпуров, отнесенное к 1 м шпура ($t_4 = 0,20$), мин.

§ 43. Расходные коэффициенты при вращательно-ударном бурении

В табл. IV.67 приведены данные о расходе основных материалов и сжатого воздуха при бурении шпуров диаметром 40—42 мм на 1000 м.

Т а б л и ц а 1V.67

Расход материалов и сжатого воздуха
при бурении 1000 м шпуров

Расходуемый материал	Коэффициент крепости пород f			
	6—8	8—10	10—12	12—14
Буровые коронки, шт. . . .	3	9	16	24
Буровые штанги, шт. . . .	1	3	6	11
Сжатый воздух, м ³	11 000	17 000	27 000	31 000

Глава XXI

МАШИНЫ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Агрегаты ударно-вращательного бурения состоят из станка и погружного пневмоударника. Станок служит для вращения бурового става, для подачи его к забою скважины с определенным осевым давлением и подачи сжатого воздуха к пневмоударнику, который находится в скважине.

Рабочим телом пневмоударника является воздушно-водяная смесь, она, поступая на забой скважины, смачивает пыль и выбрасывает ее в выработку. Применение воздушно-водяной смеси позволило решить проблему пылеподавления при бурении погружными пневмоударниками и применить буровые штанги упрощенной конструкции.

Для открытых горных разработок сконструированы машины: СБУ-100, СБУ-125, СБУ-125ХЛ, «Урал-64»; для подземных — БМК-4, СБУ-6 и НКР-ЮОм.

§ 44. Буровые станки с пневмоударниками для подземных горных разработок

Буровой агрегат БМК-4 (рис. IV.77) предназначен для бурения скважин в породах и рудах средней и высокой крепости. С колонки БМК-4П механизмом можно обуривать полный веер скважин как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскости. Пневмоударник работает на воздушно-водяной смеси и на сжатом воздухе (при сухом пылеулавливании). Вращение штанг осуществляется от электродвигателя АО-42-4 (табл. IV.68).

Т а б л и ц а IV.G8

Техническая характеристика буровых агрегатов
с пневмоударниками для подземных горных разработок

Показатели	СМ к-4	SIKP-KWm	СБУ-6
Диаметр буримых скважин, мм	105	105	160
Глубина бурения, м	35	50	50
Направление бурения . . .	Полный веер		
Подача бурового инструмента	Пневматическая	Пневмоавтоматическая	Цепная с пневмодвигателем
Усилие подачи инструмента на забой, кгс	До 750	До 600	1650
Величина подачи бурового инструмента, мм	1000	365	1360
Частота вращения бурового инструмента, об/мин . . .	41	76	0—80
Пневмоударник, с которым агрегирован станок . . .	МП-3	П-1-75, М-48	П-160
Наружный диаметр буровых штанг, мм	89	63,5	89,114
Длина буровых штанг, мм	960	1200	1100
Масса буровой штанги, кг	10,6	9,5	9,0
Тип двигателя на вращателе	Электрический	Электрический или пневматический	Пневматический
Мощность двигателя вращателя, кВт	2,8	2,8	7,8
Частота вращения двигателя, об/мин	1420	1420	0—80
Рабочее давление сжатого воздуха, кгс/см ²	5—6	до 7	5
Расход сжатого воздуха, М³/мин	6	до 7	15
Давление воды, кгс/см ³ . .	7—8	10—12	7
Расход воды, л/мин	8—10	15—20	10—20
Основные размеры агрегата, мм:			
длина	2570	1300	2100
ширина	400	640	1000
высота	625	650	2250—1100
Масса агрегата без колонки, кг	340	630	1100
Цена, тыс. руб	0,8	1,980	12,8
Завод-изготовитель	Кыштымский машиностроительный им. М. И. Калинина	«Коммунист» (г. Кривой Пор)	Кыштымский машиностроительный им. М. И. Калинина

Рама станка 1 состоит из двух труб, которые являются направляющими для перемещения вращателя 2. В передней части рамы смонтирован откидной люнет, центрирующий пневмоударник при забурировании. Для более прочного раскрепления станка на раме имеются распорные винты. К люнету крепится защитный лист из плотной резины.

Податчик станка — пневматический, поршневого типа, развивает тяговое усилие до 790 кгс. Вращатель 2 состоит из асинхронного электродвигателя и планетарного редуктора, уменьшающего частоту вращения двигателя с 1420 до 41 об/мин.

Буровые штанги 3 выпускают в двух исполнениях для бурения с воздушно-водяной смесью и для сухого бурения. Штанги первого исполнения имеют наружный диаметр 60 мм и массу 9,3 кг и вьюро исполнения — соответственно 89 мм и 10,6 кг.

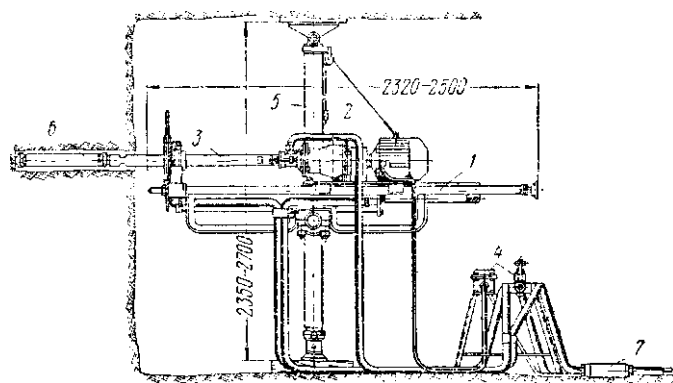


Рис. IV.77. Буровой агрегат БМК-4

Пульт управления станка 4 выносной и может располагаться на расстоянии до 4 м от станка. На пульте управления имеется кран подачи воздуха к молотку, кран подачи воды, двухходовой кран подачи воздуха в цилиндр податчика, редукционный клапан для регулирования давления воздуха в податчике и электрический реверсивный переключатель. Для контроля за давлением воздуха в сети на пульте управления имеется манометр.

Колонка станка 5 служит для поддержания опорной рамы в нужном положении. Ход винта колонки равен 350 мм. Станок агрегирован с пневмоударником МП-3 6. Автомасленка 7 включена в воздушную сеть, расход масла составляет около 70 г в 1 ч. Для подъема рамы станка служит ручная лебедка.

Буровой агрегат НКР-100м позволяет бурить скважины в любом направлении. Агрегат (рис. IV.78) состоит из пневмоударника 1, бурового става 2, станка 3, редуктора 4, распорной колонки 5, пусковой аппаратуры 6, линейной автомасленки 7, пневмозахвата 8, подающего патрона 9, пульта управления 10, цилиндров подачи 11, электродвигателя 12, салазок 13 и отбойного щита 14.

Основным узлом станка является редуктор с пневмозахватом: на нем закрепляются все перечисленные выше узлы. Редуктор удерживает и вращает став штанг, когда подающий патрон разъединяется со штангой для последующего захвата ее на новом месте.

Для бурения агрегат НКР-ЮОм устанавливают в камере. Горизонтальные и слабопаклоинные скважины бурят из камер высотой 1,8—2,2 м и сечением 2,8х2,8 м. При бурении вертикальных скважин высота камеры должна быть 2,5—2,9 м. Если скважины бурят из выработок большой высоты, то колонку можно устанавливать горизонтально.

В буровую камеру необходимо подавать воздух для проветривания в количестве не менее 6 м³/мин.

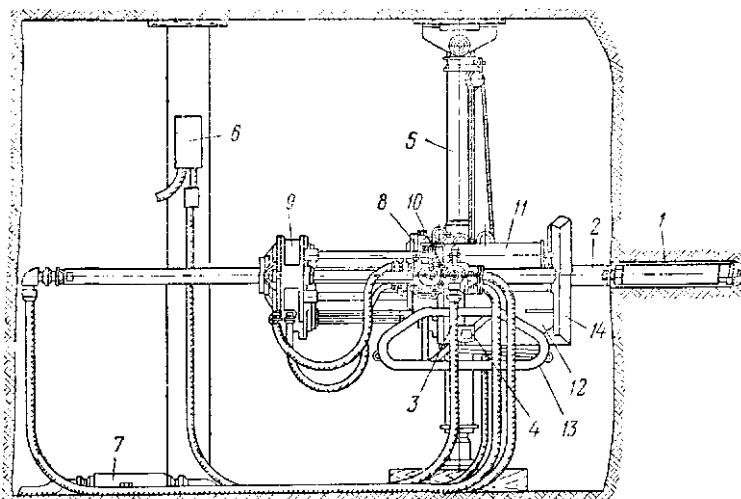


Рис. IV.78. Буровой подавтоматический агрегат НКР-160м

Буровой агрегат СБУ-6 конструкции НИПИГОРМАШа предназначен для бурения скважин диаметром 160 мм. Агрегат состоит из рамы, автоподатчика, вращателя, направляющего устройства, бурового става и пневмоударника.

Агрегат имеет выносной пульт управления, позволяющий управлять бурением дистанционно. Внутри рамы агрегата установлена лебедка, позволяющая перемещать его по выработкам. В качестве исполнительного органа на агрегате использован пневмоударник П-160. На агрегате могут быть применены штанги разного диаметра.

Для размещения агрегата требуется выработка сечением 2,5х2,5 м и высотой 2,3 м.

Податчик агрегата — цепной, развивающий усилие до 2000 кгс. Величина подачи 1360 мм, его длина 2100 мм. Податчик может быть повернут в нужное положение для бурения с помощью пневмодвигателя и редуктора.

§ 45. Буровые станки с пневмоударниками для открытых горных разработок

Буровые станки с погружными пневмоударниками получают все большее распространение на открытых разработках (табл. IV.69).

Т а б л и ц а IV.G9

Техническая характеристика станков. с пневмоударниками для открытых горных разработок

Показатели	СВМК-	СБУ-100	1СБУ-125	1СБУ-125ХЛ	«Урал-С4»	СБ У-150	СБУ-200
Диаметр скважины, мм	105	105	105, 125	105, 125	155	125, 160	200
Глубина бурения, м . . .	22	24	24	24	19	23	32
Направление бурения от вертикали, градус . . .	—30-f 60	— 15-j-30	— 14+60	0—30	0—30	0—30	0—30
Частота вращения бурового снаряда, об/мин	41	41	26, 40, 80	22,5/45	24, 48	0—60	0—50
Тип пневмоударника	МП-3	МП-3	МП-3, П-125	МП-3, П-125	М-32К	М-32К, П-125	П-20Э
Мощность двигателя, кВт	3,0	2,8	2,8, 3,5, 4,5	3,8/6,3			
Система подачи бурового снаряда	Пневматическая		Цепная с пневмоприводом		Пневматическая	Цепная с гидроприводом	
Максимальное усилие подачи, кгс	0—700	0—760	0—1300	0—1800	2500	2100	3000
Величина подачи, мм . . .	1000	1000	2600	2600	600	370	
Диаметр штанги, мм	89	89	89	89	114	89; 114	159
Длина штанги, мм . . .	960	960	2500	2500	9000		9000
Система питания сжатым воздухом	От сети				Два встроенных компрессора	Встроенный компрессор	
Расход сжатого воздуха м³/мин	7	7	1 4,28	4,28	14,4	15	22
Ход станка	Гусеничный	Колесно-шинный			Гусеничный		

Продолжение табл. IV.G9

Показатели	СВМК-5	СБУ-100	1 СБ У -125	1СБУ -125ХЛ	«Урал-64»	СБ У-160	СБУ-203
Мощность привода хода станка, кВт	11	8	10	2X6,4	16X2		
Скорость передвижения станка, км/ч	0,9	1,3	0,9	1,0	0,8	0,76	0,63
Способ пылеподавления	Воздушно-водяная смесь		Сухое пылеулавливание		Воздушно-водяная смесь	Сухое пылеулавливание	
Установленная мощность электродвигателей, кВт	18,8	10,2	30,2	33	180	136	256
Основные размеры, мм:							
в рабочем положении:							
длина	3 200	3 830	4 000	6 930	7 980	5 200	7 865
ширина	1 850	1 700	2 400	2 950	4 070	3 500	4 510
высота	2 300	2 625	5 710	2 580	23 920	7 250	12 640
в транспортном положении:							
длина	3 200	3 800	5 300	4 100	15 370	7 200	121 180
ширина	1 850	1 700	2 200	2 960	4 070	3 200	4 030
высота	1 330	2 000	2 400	7 190	4 670	3 570	5 300
Масса, кг	2 900	3 300	5 720	8 000	29 000	16 500	36 000
Цена, тыс. руб	3,6	—	10,2	18,0	35,0	—	—
Завод-изготовитель . . .	Кыштымский машиностроит. завод им. М. И. Калинина				Магнитогорский горного оборудования	Опытный завод НИПИГОРМЛШ	

Станок СБУ-125 применяют главным образом на карьерах строительных материалов и для вспомогательных работ на рудных карьерах, например для отстройки бортов, селективной добычи руды, экранирования взрывов, при эксплуатационной разведке.

Станок СБУ-160 применяют для бурения взрывных скважин. Компрессор на этом станке устанавливается на шасси станка. Реже питание сжатым воздухом производится от передвижных компрессоров. Операции по спуску и подъему штанг у станка механизированы.

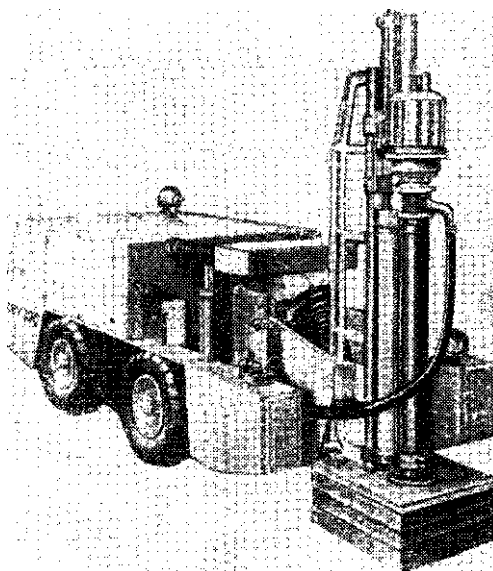


Рис. IV.79. Буровой станок СБУ-100

Станок СБУ-203 имеет гусеничный ход, собственный компрессор; у него операции по спуску и подъему штанг также механизированы.

Станок СБМК-5 разработан на базе выпускаемого станка БМК-4. В качестве ходовой части использован гусеничный ход от углепогрузочной машины УП-3. Конические шестерни редуктора выполнены со спиральными зубьями. Фрикционы управления гусеничным ходом располагаются внутри корпуса редуктора и переключаются с помощью гидравлических устройств. При йезажатых фрикционных дисках корпус фрикциона свободно вращается на игольчатых подшипниках. На валу фрикционов устанавливается коническая шестерня для привода насоса. Маслосбак, внутри которого находятся маслоснасос и сетчатый фильтр, крепится болтами к передней стенке редуктора. Рабочий орган станка состоит из пневмоударника, вращателя, рамы с податчиком и механизма заваливания мачты.

Станок СБУ-10Э является модернизацией станка СБМК-5 (рис. IV.79). На нем установлены тот же пневмоподатчик и вращатель,

что и на станке СБМК-5. Существенным отличием является применение колесно-шинного хода. Последнее позволило уменьшить массу станка и повысило его маневренность.

Станок 1СБУ-125 (рис. IV.80) сконструирован НИПИГОРМАШем, состоит из ходовой части, вращателя, бурового става, пневмоударника, мачты, кассетирующего устройства, механизма подачи, кабины с пультом управления, гидросистемы, пневмосистемы, электрооборудования и системы пылеподавления.

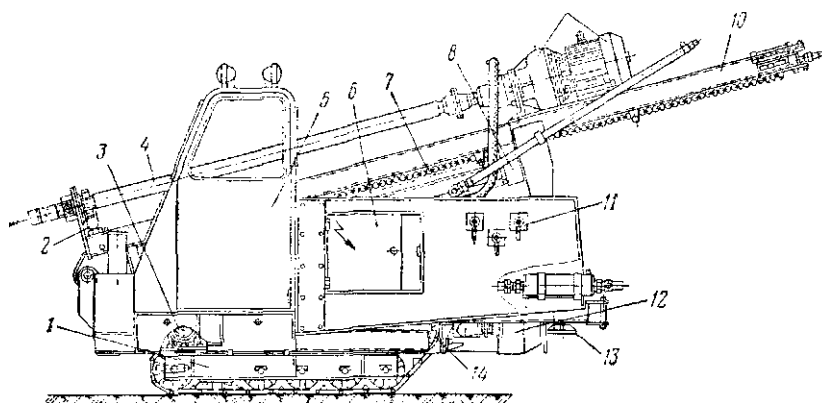


Рис. IV.80. Станок 1СБУ-125:

1 — гусеничная тележка; 2 — ключ с гидроцилиндром; 3 — пневмодвигатель; 4 — буровой став штанг; 5 — кабина; 6 — электрошкаф; 7 — цепи механизма подачи; 8 — кассетирующее устройство; 9 — вращатель; 10 — мачта; 11 — краны управления гидродомкратами; 12 — электропривод ходовой части; 13 — гидродомкраты; 14 — ведущая звездочка ходовой части

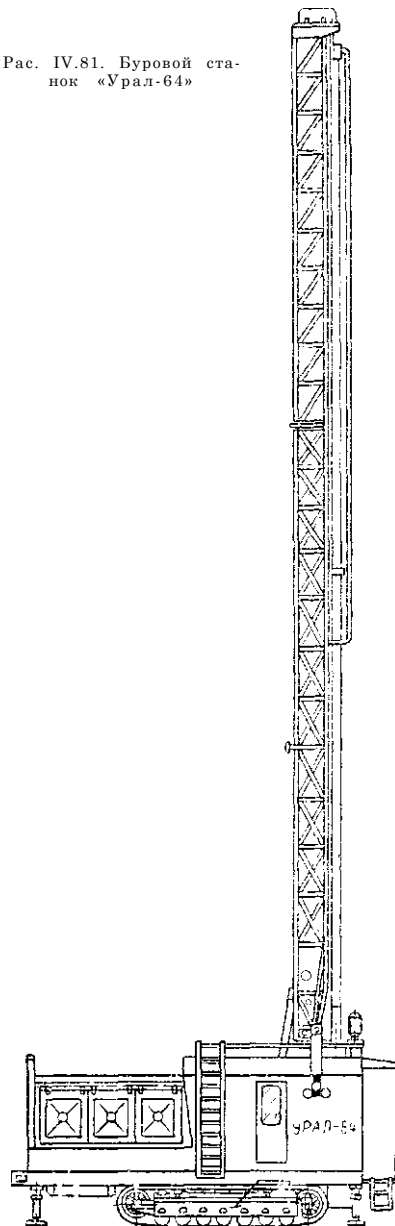
Станок имеет гусеничный ход от углепогрузочной машины УП-3 с электродвигателем. От двигателя имеется отбор мощности на маслонасосную станцию, питающую механизм включения бортовых фрикционов.

Мачта станка представляет собой сварную конструкцию из швеллеров. Вращатель бурового става состоит из планетарного редуктора и трехскоростного асинхронного электродвигателя.

На станке имеется кассета для размещения штанг, которая помещена между швеллерами мачты. В кассете помещается восемь штанг длиной до 2,5 м. В нижней части мачты имеется люнет и гидрозажимы. Для механизации свинчивания и развинчивания буровых штанг имеется ключ с гидроцилиндром. Станок оборудован цепным автоподатчиком с червячным редуктором, крутящий момент к которому передается от пневмодвигателя. Свободные концы цепей крепятся к плите вращателя. Плита на катках перемещается вдоль мачты.

Станок СБУ-125ХЛ применяют для бурения скважин в условиях Заполярья. Его можно эксплуатировать при температуре -80° и относительной влажности воздуха 95% . Станок имеет мощный обогреватель и мощную систему сухого пылеулавливания, состоящую из двух ступеней.

Рис. IV.81. Буровой станок «Урал-64»



Первая ступень пылеулавливающей установки состоит из группы циклонов, выполняющих первоначальную очистку воздуха от пыли и шлама. Вторая ступень состоит из корпуса, бункера, четырех тканевых рукавов и продувочной каретки. Каретка перемещается вдоль рукавов при помощи цепной передачи с приводом от гидродвигателя. Кольца каретки имеют щели, через которые поступает сжатый воздух для восстановления фильтрующей способности рукавов. Шлам и пыль отсасываются при помощи вентилятора Ц10-28.

Станок имеет надежную теплоизоляцию и подогрев гидросистемы.

Станок «Урал-64» (рис. IV.81) спроектирован НИИШ ИГОРМАШем совместно с Магнитогорским заводом по ремонту горного и металлургического оборудования на базе станка «Урал-61» и предназначен для бурения наклонных скважин. Рабочий орган станка состоит из мачты, вращателя, бурового става с пневмоударником, лебедки с натяжным устройством. Мачта поднимается в рабочее положение и опускается для транспортирования станка гидравлическим цилиндром.

Высота мачты (23 м) позволяет бурить скважины глубиной 19 м и без наращивания штанг. Такое устройство позволяет иметь коэффициент использования станка во времени до 0,8. Процесс развинчивания штанг и пневмоударника механизирован благодаря установке гидравлического штангоразворота. В нижней части рамы кузова против устья скважины установлен вентилятор СВМ, который потоком воздуха отбрасывает выходящий из скважины шлам в сторону от вращателя и тем самым предохраняет станок от загрязнения.

§ 46. Конструкции пневмоударников

Промышленность!) выпускаются пневмоударники для бурения скважин диаметром 105, 125 и 155 мм (табл. IV.70).

Пневмоударник ЛП-48 (рис. IV.82) имеет повышенную мощность, что обеспечивает наибольшую скорость бурения. Износостойкость корпуса у этого типа пневмоударника наибольшая за счет того, что его

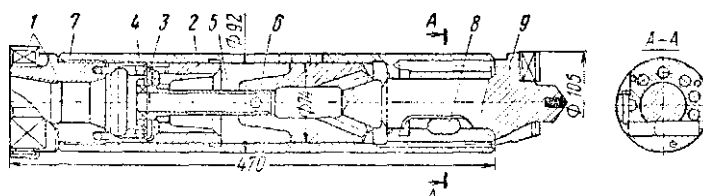


Рис. IV.82. Пневмоударник М-48:

1 — переходник; 2 — клапанная коробка; 3 — клапан; 4 — крышка; 5 — трубка; 6 — ударник; 7 — цилиндр; 8 — шпонка; 9 — долото

корпус выполнен в виде трубы без стальной рубашки. Сжатый воздух в нижнюю камеру у него подается через трубку и ударник. Очистка забоя от продуктов разрушения происходит за счет отбора воздуха из нижней камеры сжатия, который по каналу в корпусе пневмоударника подается к забою скважины.

Пневмоударник П-1-75 (рис. IV.83) является наиболее простым по устройству. Воздухораспределение у него золотниковое. Сжатый

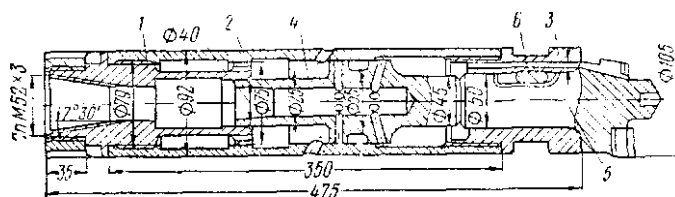


Рис. IV.83. Пневмоударник П-1-7Б:

1 — переходник; 2 — цилиндр; 3 — головка; 4 — поршень; 5 — долото; 6 — шпонка

воздух в пневмоударник подается по центральному каналу, расположенному в поршне, откуда он поступает в рабочие камеры через перпендикулярно расположенные отверстия, которые при движении поршня открываются проточками. Пневмоударник П-1-75 работает с расширением сжатого воздуха, что экономит расход последнего.

Пневмоударник МП-3 характерен тем, что у него весь отработанный воздух выбрасывается вперед, что улучшает очистку забоя скважины.

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	Пневмоударник								
	МП-8	М-48	М-29Т	П-1-75	П-105	П-125	М-32К	П-160	П-200
Диаметр долота, мм	105	105	85	105	105	125	155	160	205
Наружный диаметр пневмоударника, мм	90	92	68	93	96	110	135	140	175
Длина пневмоударника без долота, мм	380	470	408	464	607	566	515	740	900
Внутренний диаметр цилиндра, мм	65	74	54	75	82	90	100	120	148
Масса ударника, кг	1,81	2,8	1,6	3,1	3,0	5,6	5,5	11,3	19,3
Ход ударника, мм	111	50	65	74	-	-	60	-	-
Число ударов в минуту	1600	2000	1700	1960	1250	1250	1900	1275	1150
Энергия единичного удара, кгс-м	8,5	9,3	5,0	6,7	13	15	14,0	28	42

Продолжение табл. IV.70

Показатели	Пневмоударник								
	МП-8	М-48	М-29Т	П-1-75	П-105	П-125	М-32К	П-160	П-200
Мощность пневмоударника, л. с.	3,0	4,22	2,35	2,92	3,6	4,2	5,9	7,9	10,8
Номинальное рабочее давление сжатого воздуха, кгс/см ²	5—6	5—6	5—6	5 - 6	5—6	5—6	5—6	5—6	5—6
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	4,2	6,8	4,5	5,5	5,5	7,0	9,7	12	18
Масса, кг	11,7	16,1	10,0	13,8	21,0	31,0	40	56	110
Цена, руб	32,5	39,0	-	30,4	-	96,0	71,0	-	-
Завод-изготовитель	Кыштымский машиностроительный им. М. И. Калинина	Старооскольский механический		Старооскольский механический	Кыштымский машиностроительный им. М. И. Калинина			Опытный завод НИПИГОРМАШ	

Пневмоударник П-125 (рис. IV.84) имеет золотниковое воздухо-распределение, жестко связанное с поршнем (золотник на поршне). Весь отработанный воздух из рабочих цилиндров проходит к забою скважины через центральное отверстие в долоте, что позволяет хорошо

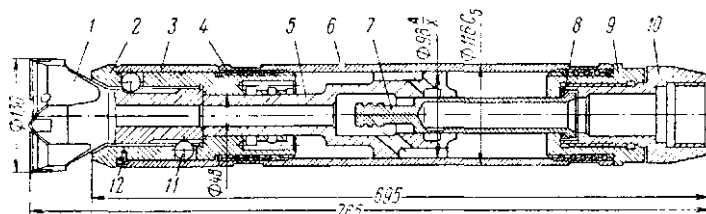


Рис. IV.84. Пневмоударник П-125:

1 — долото; 2 — бусса; 3 — кольцо; 4 — проволока; 5 — ударник; 6 — цилиндр; 7 — трубка распределительная; 8 — седло; 9 — ниппель; 10 — переходник; 11 — шарик; 12 — штифт

очищать забой скважины. Детали пневмоударника соединяют с помощью винтовых соединений с проволоочной вставкой, благодаря чему увеличивается внутренний диаметр поршня, а сама резьба меньше подвергается

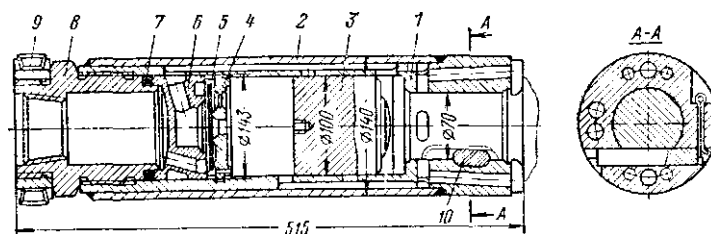


Рис. IV.85. Пневмоударник М-32К:

1 — корпус; 2 — рубашка; 3 — ударник; 4 — крышка клапанной коробки; 5 — клапан; 6 — корпус клапанной коробки; 7 — кольцо; 8 — переходник; 9 — фонарь; 10 — шпонка

повреждению. Долото в буксе крепится с помощью шариков. Такое соединение более практичное, чем шпоночное. Завод выпускает пневмоударник с диаметром долота 125 мм.

Пневмоударник М-32К (рис. IV.85) предназначен для бурения скважин диаметром 155 мм. Пневмоударник имеет клапанное воздухо-распределение. Механизм широко применяется при бурении глубоких взрывных скважин на открытых разработках.

§ 47. Долота и коронки для пневмоударников

Долото представляет собой короткий стержень, который служит для передачи ударного импульса от ударника к забою скважины. Различают следующие части долота (рис. IV.86): корпус 1, который несет на себе хвостовик 2. Хвостовик имеет плоскую грань и воспринимает удары поршня. Кроме того, он отделяет внутреннюю полость цилиндра

от атмосферы. Головная часть долота 3 армируется пластинками твердого сплава 4, которые вместе с передними гранями головки 5 заканчиваются лезвием 6. Лезвие, таким образом, есть линия пересечения двух граней.

По роду удаления буровой мелочи с забоя скважины долота делятся на долота с центральной продувкой, внецентренной продувкой и внешней продувкой.

На рис. IV.87 показаны долота К-ЮОВ и БК-155, широко применяемые в промышленности. Долота имеют опережающее лезвие.

Материалом для изготовления долот служит сталь марки 45ХН. Для армирования лезвий применяют твердый сплав ВК15.

Штыревые долота армируются цилиндрическими вставками (штырями) твердого сплава со сферическими головками (рис. IV.88). Материал корпуса подбирается таким образом, что по мере износа штырей изнашивается и рабочая поверхность долота, обнажая штыри. Такое устройство позволяет увеличить износостойкость инструмента в 3 раза по сравнению с клиновидными лезвиями. Эти долота применяют в породах средней крепости (табл. 71).

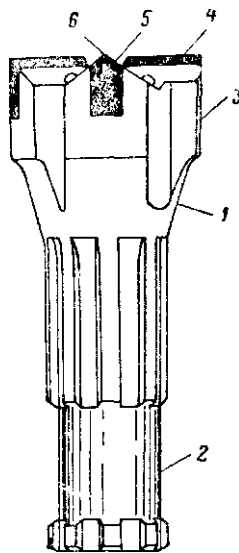


Рис. IV 88. Спл долото

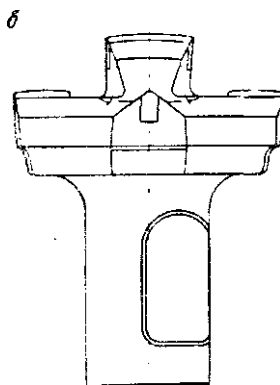
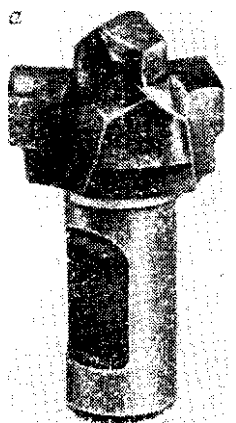
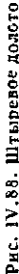


Рис. IV.87. Долота:
а — К-ЮОВ; б — БК-155

प
०
प

H
C
«
X
«
a'

8



§ 48. Буровые штанги и аварийный инструмент

Буровые штанги для машин НКР-ЮОм и «Урал-64» изготовляют из стали марки 35СГ и 36Г2С (временное сопротивление разрыву 65 кгс/мм², предел текучести 38 кгс/мм², относительное удлинение 12—14%).

Штанги подвергаются закалке при 900° С (в водной среде) с последующей нормализацией при 900° С. Размеры труб для изготовления штанг приведены в табл. IV.72.

Т а б л и ц а IV.72

Размеры труб для штанг				
Наружный диаметр, мм	Толщина стенки, мм	Внутренний диаметр, мм	Масса 1 м гладкой трубы, кг	Примечание
50	5,5	33	6,04	ГОСТ 7909—56
63,5	6,0	51,5	8,51	
73	7,0	59	11,4	ГОСТ 631—63
89	8,0	63	16,0	

Высаживаются штанги на ковочной машине. Если штанги готовятся в рудничных условиях, то концы штанг высаживают на бурозаправочном станке, для чего к станку готовятся матрицы. Такие штанги послековки подвергаются нормализации, после чего производится их механическая обработка. Для агрегатов НКР-ЮОм нарезка штанг имеет угол конусности 7° 30'; шаг резьбы 3 мм (рис. IV.89). После нарезки внешнего конуса резьбу проверяют калибром-кольцом, торец которого должен совпадать с торцом конуса штанги или выступать не более чем на 0,25 мм.

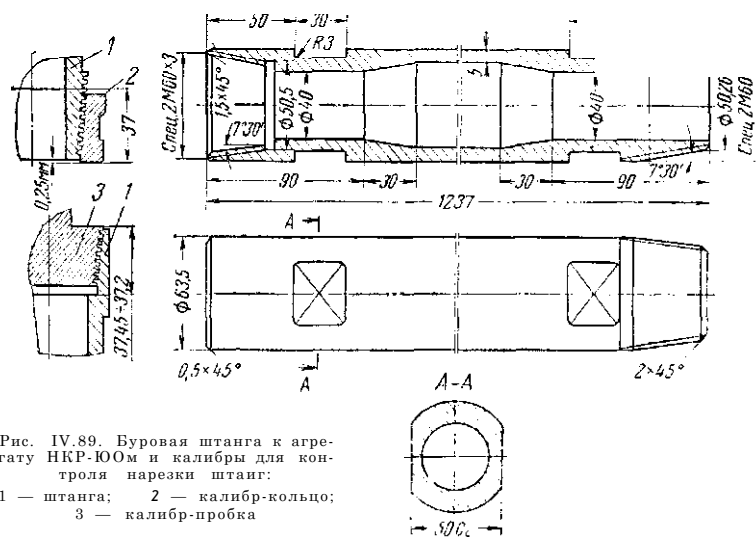


Рис. IV.89. Буровая штанга к агрегату НКР-ЮОм и калибры для контроля нарезки штанг:
1 — штанга; 2 — калибр-кольцо;
3 — калибр-пробка

Внутреннюю резьбу проверяют калибром-пробкой, торец которого должен находиться от упорного торца на расстоянии 37,2—37,45 мм.

Буровые агрегаты для бурения эксплуатационных скважин снабжены комплектом аварийного инструмента для ликвидации большинства аварий, происходящих при эксплуатации станков.

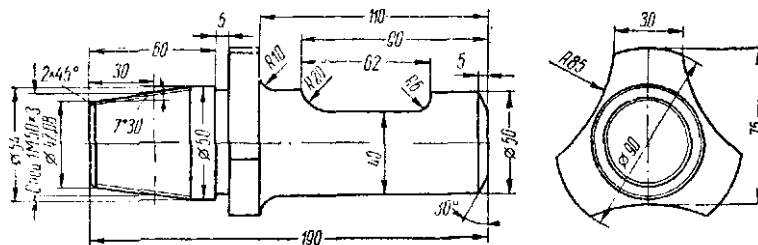


Рис. IV.90. Хвостовик для спуска ловильного инструмента

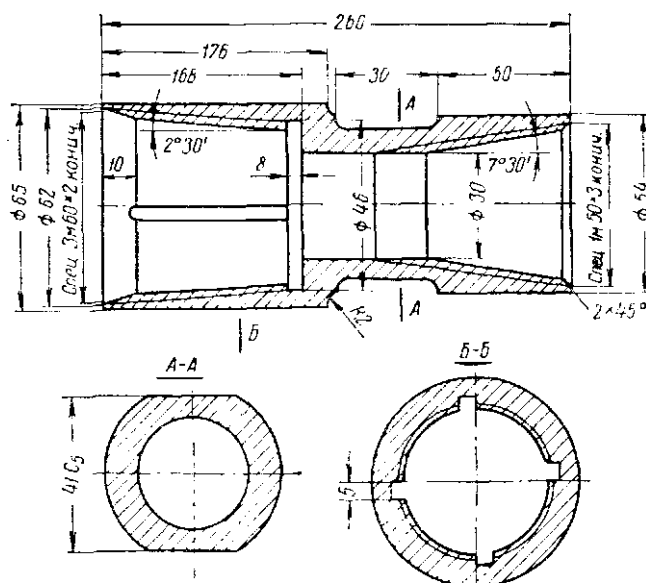


Рис. IV.91. Колокол для извлечения штанг

Спуск аварийного инструмента в скважину производят на штангах с пневмоударником или только на штангах. Кроме того, в случае необходимости пневмоударник может быть включен в работу, что облегчает подъем инструмента в случае прихвата. В этом случае для спуска инструмента в скважину применяют хвостовик (рис. IV.90), который вставляется в пневмоударник и раскрепляется шпонкой.

Колокол опускают в скважину при обрыве штанг. Опустив его до места обрыва, конец штанги вводят в колокол. После этого возвращают

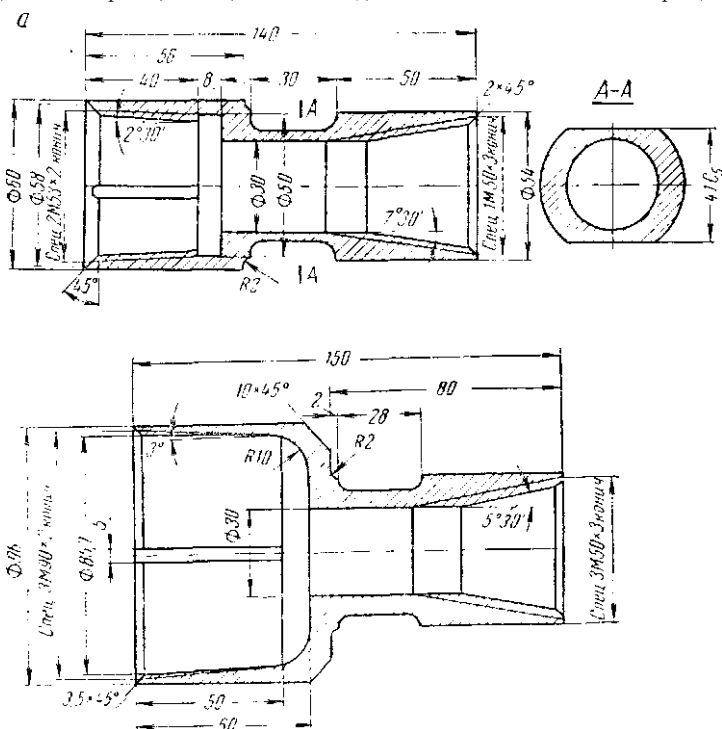


Рис. IV.92. Колок.та д.ли захвата дол^га:
а — за хвсетовик; б — за i:opn\c

Если колокол спускается на штангах, то при аварийных работах можно пользоваться водой и сжатым воздухом для удаления шлама, который прихватил снаряд.

Для извлечения долот применяют колокола двух размеров: 00 и 96 мм (рис. IV.92). Первый колокол применяют при подъеме долот, имеющих хвостовик, и второй — когда хвостовик обломан. В последнем случае захват долота происходит за корпус.

Метчик (рис. IV.93) служит для подъема оборвавшегося пневмоударника из скважины, а также для захвата штанги, которую не удалось захватить колоколом. Метчик опускают на штангах и ввертывают внутрь оставленного снаряда.

Для извлечения из скважины оставшихся кусков твердого сплава или других мелких предметов пользуются ловителем твердого сплава

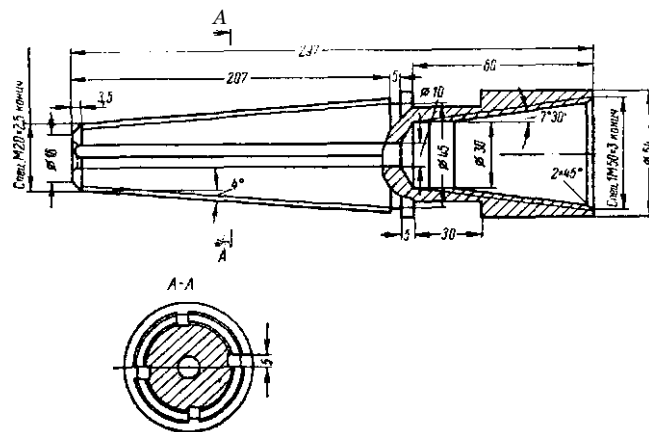


Рис. IV.93. Метчик для аварийных работ

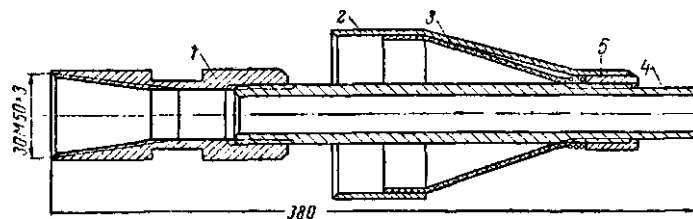


Рис. IV.94. Ловитель твердого сплава:

1 — переходник; 2 — воронка; 3 — резиновый конус; 4 — трубка; 5 — кольцо

(рис. IV.94). В забой скважины его опускают на штангах. Через штанги к забой подают сжатый воздух, который выбрасывает кусочки твердого сплава через окна в конусе в верхнюю часть ловителя. Для очистки забоя скважины от твердых частиц достаточно двух-трех продувок.

Механическая скорость бурения пневмоударника на заданной глубине скважины

$$v = v_0 - IL,$$

где v_0 — начальная механическая скорость бурения; L — глубина скважины; Q — коэффициент падения скорости бурения с глубиной скважины.

Механическая скорость бурения и сменная производительность агрегатов НКР-ЮОм с пневмоударником М-48 показана на рис. IV.95.

Увеличение времени использования агрегатов является основным резервом повышения их производительности. В агрегате НКР-ЮОм спуско-подъемные операции механизированы.

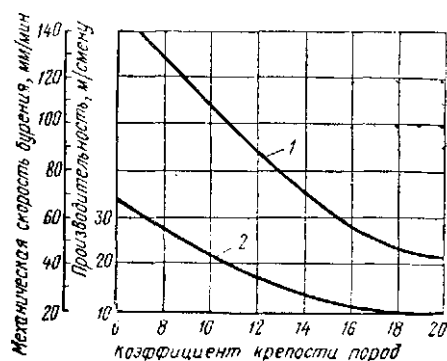


Рис. IV.95. Зависимость механической скорости бурения (1) и сменной производительности (2) агрегата НКР-ЮОм от коэффициента крепости пород при диаметре скважины 105 мм

Сменная производительность при бурении полного веера

$$\frac{T_{\text{м}}}{T_{\text{н.з}}} + \frac{T_{\text{н.з}}}{T_{\text{н.з}}} \left(\frac{L}{b} + 4 \right) + \frac{T_{\text{н}} + T_{\text{с}}(n_{\text{с}} - 1)}{T_{\text{н.з}}} \text{ смену}^{-1}$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин; $T_{\text{н.з}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; B — стойкость долота на одну заточку, м; L — длина штанги, м; $\wedge$ — продолжительность навинчивания или развинчивания одной штанги, мин; t_3 — время, затрачиваемое на замену долота, мин; $T_{\text{н}}$ — время, затрачиваемое на передвижение установки с одного веера на другой, мин; $T_{\text{с}}$ — время, затрачиваемое на переход от одной скважины к другой, и время на забуривание, мин; m — число скважин в веере или его части; L — глубина скважины, м.

Для агрегатов НКР-ЮОм и пневмоударников М-48 значения величин, входящих в формулу, следующие: $\xi = 0,0004$; $t_n = 2$ мин; $T_{\text{н.з}} = 360$ мин; $T_{\text{н}} = 110$ мин; $t_3 = 16$ мин; $T_{\text{н.з}} = 40$ мин; $T_{\text{с}} = 33$ мин; $L = 1$ м.

Для полного веера $m = \frac{L}{b}$, где b — расстояние между концами скважин, м. Если бурится часть веера, то берется число скважин в секторе. Показатели бурения приведены в табл. IV.73.

Т а б л и ц а IV.73

Показатели бурения пневмоударниками в шахтах

Обозначение величины	Коэффициент крепости руды			
	14-16	10-14	10—12	8-10
u_0 , км/мин	65	80	98	120
X^* , т/м	14	17	21	24
B , м	4	6	8	12
B , м . . .	2,8	3,0	3,2	3,5

* X выход руд с 1 м скважины.

Производительность станков с пневмоударниками, применяемых на открытых разработках, приведена в табл. IV.74.

Т а б л и ц а IV.74

Производительность станков с пневмоударниками, применяемых на открытых разработках

Станок	Диаметр скважины, мм	Коэффициент крепости пород f	Производительность, м/с мен у
СБМК-5	105	10 - 12	30
		12 - 14	18
		14—16	15
		16—18	10—12
1СВУ-125	105	8—10	46
		10 - 12	38
		12—14	34
		14—16	16—18
«Урал-64»	155	16—18	15
		6 - 8	45—60
		8 - 10	30—40
		10 - 12	28—35
		12 - 14	22—30
		14—16	20—25
		16 - 18	14—18

§ 49. Расходные коэффициенты при бурении скважин машинами ударно-вращательного действия

Величина расходных коэффициентов зависит от крепости буримых пород и руд, типа оборудования, формы долота, характеристики твердого сплава и т. д. Основные сведения о расходе инструмента и энергии при бурении скважин диаметром 105 мм, по данным железных рудников, приведены в табл. IV.75.

Т а б л и ц а IV.75

Расход основных материалов при бурении
агрегатами НКР-ЮОм

Расход материалов	Коэффициент крепости РУД	
	10-12	16-18
Пневмоударник	М-48	М-48
Долото	к юов	К ЮОВ
Долот на 1000 м скважин,	25	71
Твердые сплавы в долотах, г/м	5,8	17,5
Сталь в долотах кг/м	0,08	0,23
Пневмоударники на 1000 м шт.	2	3
Буровые штанги кг/м	0,15	0,22
Сжатый воздух, м³/м	250	310
Электроэнергия, кВт·ч/м	17,3	21,8
Вода, л/м	620	790

В табл. IV.76 приведены расходные коэффициенты для станка «Урал-64» при бурении скважин диаметром 155 мм пневмоударником М-32К.

Т а б л и ц а IV.76

Расход основных материалов при бурении
станком «Урал-64»

Расход материалов	Коэффициент крепости пород <i>f</i>				
	6-8	8-10	10-14	14-16	16-18
Долото на 1000 м, шт	5	8	15	28	37
Пневмоударники на 1000 м, шт.	2	3	5	5	11
Буровые штанги, кг/м	0,025	0,032	0,04	0,06	0,08
Сжатый воздух, м³/м	170	200	290	380	590
Электроэнергия, кВт·ч/м	3,14	4,07	5,4	7,0	11,0
Вода, л/м	250	320	430	455	850
Смазочные материалы, кг/м	0,25	0,35	0,40	0,50	0,70
Дизельное топливо *, кг/м	6,0	7,9	11,0	13,5	21,0

* Расходуется при питании сжатым воздухом от дизельных компрессоров (сжатый воздух не учитывается).

Глава XXII

ОГНЕВОЕ БУРЕНИЕ СКВАЖИН

§ 50. Сущность процесса огневого бурения скважин

При огневом бурении разрушение породы осуществляется одним из следующих способов: хрупкое разрушение, разрушение с частичным плавлением, плавление.

Хрупкое разрушение является основным и наиболее экономичным способом разрушения горных пород при огневом бурении, так как оно протекает при сравнительно низкой температуре нагрева (250—500° С), в то время как плавление пород происходит при температуре 1200—1700° С.

Общую зависимость для термических напряжений от основных определяющих величин можно представить в виде

$$\sigma = f(q, \alpha, Q_n, F, P, E),$$

где q — удельный тепловой поток, поступающий в породу, $q = Q_n / F$, ккал/м²·ч; α — коэффициент теплопроводности горной породы, ккал/м·ч·град; Q_n — количество тепла, сообщаемого газовым потоком нагреваемой поверхности, ккал/ч; F — площадь пятна растекания пламени, м²; P — коэффициент расширения горной породы, 1/°С; E — модуль упругости, кгс/см².

Возникающие термические напряжения прямо пропорциональны модулю упругости E и коэффициенту расширения P и обратно пропорциональны коэффициенту теплопроводности:

$$\sigma = c \cdot \frac{q \cdot P \cdot E}{k}.$$

Критерием податливости породы термическому разрушению, т. е. методом растрескивания, называют отношение разрушаемого напряжения $\sigma_{пр}$ к величине (ЗЯД (табл. IV.77)

$$\pi = \frac{\sigma_{пр}}{\sigma_{ж}}.$$

Т а б л и ц а IV.77

Критерии податливости породы термическому разрушению		
Горная порода или металлы	Величина критерия	Разрушаемость от термических напряжений
Гранит, чистый кварцит	2,5—6	Разрушается, скорость бурения до 16 м/ч и более
Песчаник	3,3—5,6	Разрушается, скорость бурения до 10 м/ч
Бетон	10—12	Разрушается
Мрамор	11,5—23	Разрушается с частичным плавлением, скорость бурения до 8 м/ч
Черные металлы	10—40	Разрушается с частичным плавлением и выгоранием, скорость бурения до 3 м/ч

§ 51. Конструкции станков огневого и термомеханического бурения

Конструкции станков огневого бурения определяются их назначением и видом применяемого окислителя. В настоящее время промышленностью выпускается станок огневого бурения СБО-160/20 и готовятся к выпуску станки СБТМ-20 и СБШ-250К.

Основными механизмами и устройствами станков огневого бурения являются: рабочий орган, механизмы, осуществляющие его опускание, подъем и вращение, система подачи компонентов, механизм передвижения, кузов, мачта и пульт управления.

Буровой станок СБО-160/20 (рис. IV.96) представляет собой самоходную буровую установку на гусеничном ходу с индивидуальными приводами на каждую гусеницу. Управление ходом осуществляется с помощью электродвигателя и колодочных тормозов. Обе гусеницы и редукторы с электродвигателем смонтированы на сварной раме. В средней части рамы расположен топливный бак, соединенный трубопроводом с насосной станцией. На осях кронштейнов шарнирно крепится мачта станка.

Мачта станка — сварная из уголкового проката. Установка мачты в рабочее или транспортное положение осуществляется двумя телескопическими гидроцилиндрами. В рабочем положении мачта фиксируется растяжками механизма распора мачты. На мачте смонтированы также всасывающий и отво-

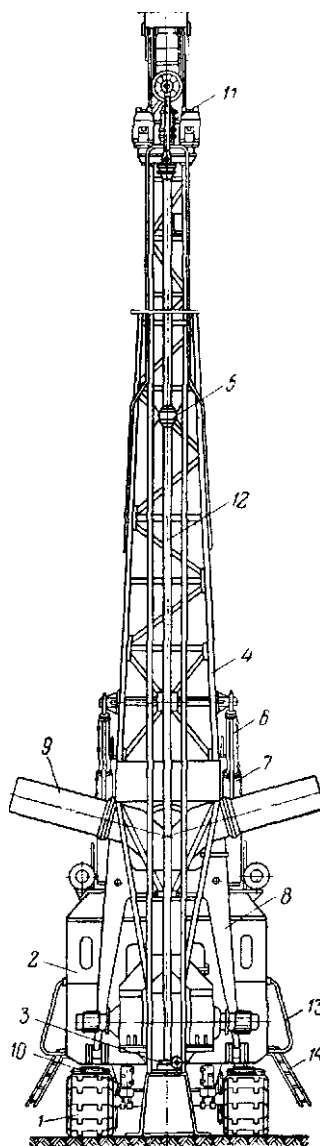


Рис. IV.96. Общий вид станка огневого бурения СБО-160/20:

1 — гусеничная тележка; 2 — кузов; 3 — огнеструйная горелка; 4 — мачта; 5 — люнет; 6 — штоки; 7 — гидроцилиндры; 8 — опора; 9 — выхлопные трубы; 10 — цепная передача; 11 — вращатель; 12 — буровая штанга; 13 — поручни; 14 — лестница

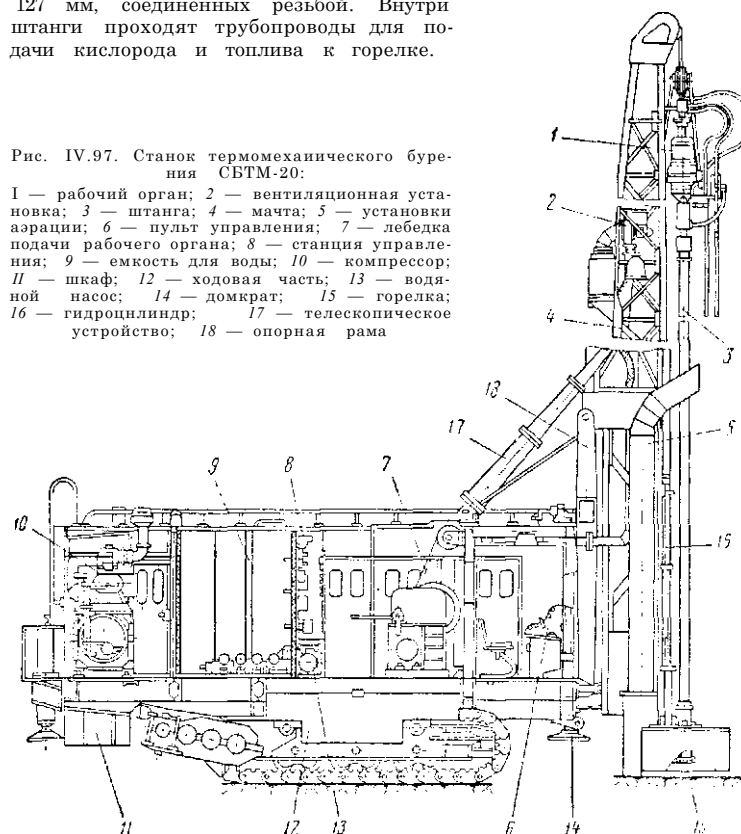
дящие трубопроводы отсасывающей установки; вентиляторы монтируются на кронштейнах мачты.

Буровой снаряд станка представляет собой буровую штангу, к которой в нижней части присоединена огнеструйная горелка, а в верхней — механизм вращения штанги с подводящим устройством для подачи рабочих компонентов топлива и подвесным блоком.

Буровая штанга изготовлена из труб с наружным диаметром 127 мм, соединенных резьбой. Внутри штанги проходят трубопроводы для подачи кислорода и топлива к горелке.

Рис. IV.97. Станок термомеханического бурения СБТМ-20:

1 — рабочий орган; 2 — вентиляционная установка; 3 — штанга; 4 — мачта; 5 — установки аэрации; 6 — пульт управления; 7 — лебедка подачи рабочего органа; 8 — станция управления; 9 — емкость для воды; 10 — компрессор; 11 — шкаф; 12 — ходовая часть; 13 — водяной насос; 14 — домкрат; 15 — горелка; 16 — гидроцилиндр; 17 — телескопическое устройство; 18 — опорная рама



Горелка (термобур) к штанге крепится посредством переходника. В качестве горючего на станке используются керосин или дизельное топливо, окислителем которых служит газообразный кислород или сжатый воздух. На станке установлены компрессоры. Охлаждение горелки осуществляется водой.

Подача топлива из бака осуществляется шестеренным насосом 661Л (производительность 8 л/мин, максимальное рабочее давление 120 кгс/см²), производительность которого регулируется перепускным клапаном.

Буровой станок СБТМ-20 (рис. IV. 97) термомеханического бурения позволяет бурить скважины в весьма крепких и абразивных породах и получать котловые расширения скважины до 500 мм.

Все основное оборудование смонтировано в кузове, установленном на унифицированном гусеничном ходу. Внутри кузова расположены компрессор, емкость для воды, рабочий и запасной насосы для воды, электрические станции для управления, лебедки, пульт управления, гидроаппаратура.

На кузове расположены мачта и телескопические цилиндры, которые служат для установки мачты в рабочее положение. На мачте смонтированы привод рабочего органа, штанга и термобур. На мачте также размещена установка для вентиляции и обогрева станка и установка для аэрации. Бак для горючего расположен на ходовой части станка. Устройство горелки СБТМ-20 показано на рис. IV. 98.

Станок СБШ-250К комбинированного бурения позволяет бурить скважины в породах средней и вышесредней крепости. Скважины бурят шарошечными долотами диаметром 243—269 мм. Огнем способом производят расширение скважины до 400 мм.

Станок СБШ-250К изготовлен на базе станка СБШ-250 и имеет все механизмы, присущие механическому бурению, а также снабжен оборудованием для огневого бурения.

Для огневого бурения применяется парогазорасширитель ПГР-3. Он расположен над шарошечным долотом, имеет систему дистанционного зажигания горелки в виде свечи

СР-65А. К свече по проводу через штангу подается ток низкого напряжения (4 В) и силовой ток 16—18 А. Парогазорасширитель работает на сжатом воздухе в качестве окислителя. Топливом служит керосин (табл. IV.78).

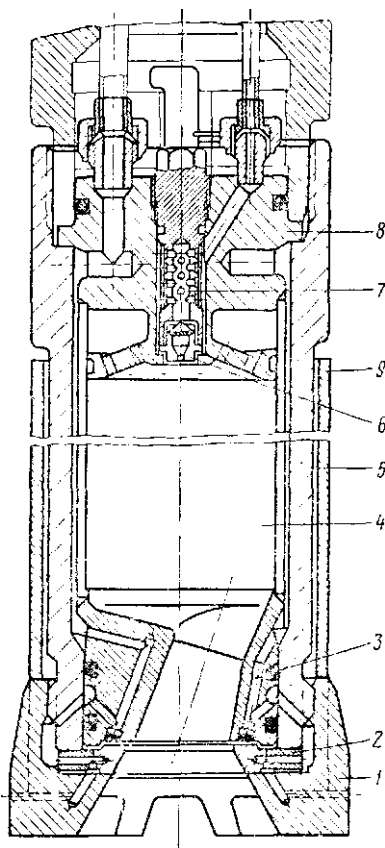


Рис. IV.98. Горелка СБТМ-20:

1 — коронка; 2 — шайба; 3 — сопловая крышка; 4 — камера; 5 — чехол; 6 — форсунки; 7 — фильтр горючего; 8 — горючее с закрывателем; 9 — гильза

Т а б л и ц а IV.75

Техническая характеристика станков огневого
и комбинированного бурения

Показатели	Станок			
	СБО-160/20		СВТМ-20	СВШ-250К
	при работе на кислороде	при работе на воздухе		
Диаметр скважины, мм	180--220		180—250	243; 269
Диаметр расширяемого участка скважины, мм	500		До 500	до 400
Глубина бурения, м	20		20	19
Средние расходы рабочих компонентов:				
кислорода, м ³ /ч	350	-	-	-
сжатого воздуха, м ³ /ч	-	1000	1500	1500
горючего, кг/ч	150	83	90	140
воды, м ³ /ч	2--3		2—3	з
Диаметр горелки наружный, мм	135		140 по долоту	
Частота вращения горелки, (снаряда), об/мин	3,8--38		-	30—150
Осевое усилие на забой, тс			-	до 30
Установленная мощность, кВт	III		364	411
Потребляемая мощность, кВт	100		274	351
Скорость передвижения, км/ч	0,625		0,73	1,0
Удельное давление гусениц на грунт, кгс/см ³	1,0		-	1,28
Преодолеваемый уклон с поднятой мачтой, градус	1,0		8	10

Продолжение табл. IV.78

Показатели	Станок			
	СБО-160/20		СБТМ-20	СБШ-250К
	при работе на кислороде	при работе на воздухе		
Основные размеры, м:				
в рабочем положении:				
длина . . .	8,250		10,74	8,625
ширина . . .	5,0		5,94	4,9
высота . . .	24,15		25,05	25,55
в транспортном положении:				
длина	23,2		24,62	25,16
ширина	5,0		5,94	4,9
высота	8,0		6,23	6,07
Масса, т	43		60	68,5
Завод-изготовитель	Бузулукский тяжелого машино- строения им. Куйбышева		«Комму- нист» (г. Кривой Рог)	Воронеж- ский горно- обогатитель- ного обо- рудования

§ 52. Огнеструйные горелки

Основные требования, предъявляемые к горелкам: высокая производительность при бурении, экономичность в расходовании рабочих компонентов, простота разборки и сборки; использование недефицитных материалов, небольшая стоимость.

В настоящее время на карьерах применяют трехсопловую горелку М-2 и горелку ТБ-5 (табл. IV.79).

Для бензино-воздушного бурения Гипромашобогатение и МГИ разработана горелка ТВР-9. Отличительной особенностью термобура ТВР-9 является воздушное охлаждение камеры сгорания. Техническая характеристика термобуров, работающих на сжатом воздухе на станках СБО-160/20, приведена в табл. IV.80.

Стойкость деталей горелки станка СБО-160/20 при бурении пород различных категорий по термобуримости по данным ИнГЮКа приведена в табл. IV.81, а характеристика материалов, применяемых для изготовления камер сгорания — в табл. IV.82.

Для получения котловых расширений применяются расширители М-3 и М-4. Днище горелки-расширителя отличается от обычного днища величиной критических сечений, углом наклона и числом сопловых отверстий (имеет обычно одно сопловое отверстие). Диаметр его критического сечения равен 22—24 мм и угол наклона к оси горелки 35°.

Т а б л и ц а IV.79

Техническая характеристика горелок

Показатели	Горелка	
	М-2	TD-5
Диаметр критического сечения, мм	1 X 9 + 2 X 12	1 X 10 + 2 X 14
Угол наклона сопел к оси горелки, градус	1 X 8 + 2 X 30	1 X 10 + 2 X 30
Расход:		
кислорода, м³/ч	200—240	280—350
керосина, кг/ч	100—120	120—140
воды, м³/ч	2,5—3	2,0—2,5
Объем камеры сгорания, см³	250	350
Температура в камере сгорания, °C	2000	3000
Скорость истечения газовой струи, м/с	2200	2500
Впутрикамерное давление, кгс/см²	5	6/7
Тип форсунки	Струнная	Центробежная
Средний диаметр получаемой скважины, мм	180—200	200—230
Средняя скорость бурения, м/ч	7,5—8	9,5—10,2

Т а б л и ц а IV.80

Техническая характеристика термобуров, работающих на воздухе

Характеристики	ТВР-15	ТВР-9	ТГВ-2
Тип окислителя	Воздух		
Расход свободного воздуха, м³/ч:			
общий	1800	1800	1500
на горение		1200	1350
на распыление			150
на охлаждение		600	
Расход горючего, кг/ч	160	110	110
Расход воды, м³/ч	1,5		1,5
Давление в камере сгорания, кгс/см²	5,0		6
Основные размеры, мм:			
диаметр	140	150	160
диаметр эжекторного устройства	160		
высота	800	600	396
Масса, кг	32	24	
Средняя производительность термобура, м/ч	10		
Завод-изготовитель	Поваровский «Гипромашобогатение»		

Т а б л и ц а IV.75
Стойкость деталей горелки

Деталь	Стойкость деталей (ч) горелки по категориям породы			
	III	IV	V	VI
Крышка сопловая	540	440	310	210
Цилиндр камеры	580	450	330	220
Чехол	650	510	380	250
Переходник	1080	860	630	420
Башмак	62	48	36	34
	4400	4300	3500	3500

Т а б л и ц а IV.82
Характеристика материалов, применяемых для изготовления камер сгорания

Металл или сплав	Температура плавления.	Коэффициент теплопроводности	
		ккал/м·°С·ч	ккал/см·°С·с
Медь красная М4	1083	296	823·Ю ⁻⁸
Латунь Л-62	905	172	478·10 ⁻⁶
Бронза Бр.А-5	1075	132	367·Ю ⁻⁶
Углеродистая сталь марки 10	1550	39	108·10 ⁻⁶
Жаропрочные и жаростойкие стали	1550	16—22	45·10 ⁻⁶ 61·10 ⁻⁶

§ 53. Топливо буровых огнеструйных горелок

Свойства топлива существенно зависят от вида горючего и окислителя. Горючим для огнеструйной горелки станка огневого бурения является керосин или дизельное топливо. В теплое время, как правило, применяют более дешевое дизельное топливо, а зимой — керосин. Наиболее распространены три типа керосина: осветительный, тракторный и авиационный. Осветительный керосин бывает двух сортов: легкий и тяжелый плотностью соответственно 0,840 и 0,861 кг/л. Однако наиболее часто применяют более дешевый тракторный керосин плотностью 0,82 кг/л.

Свойства топлива в значительной мере зависят от применяемого окислителя (табл. IV.83).

В практике возможны следующие варианты подачи кислорода непосредственно к станкам огневого бурения: от передвижных кислородных реципиентов; от стационарных газгольдеров; от передвижных газификаторов жидкого кислорода.

Выбор того или иного варианта снабжения станков кислородом необходимо производить на основе технико-экономических расчетов с учетом конкретных условий.

Свойства некоторых видов топлива

Компоненты топлива		Плотность, кг/л		$\gamma_{\text{ж}}$	$X_{\text{в}}$	$C_{\text{ш}}$	$O_{\text{я}}$
горючее	окислитель	топ-лива	окисли-теля	$\beta_{\text{ж}}$	$S_{\text{и}}$	$O_{\text{ч}}$	$C_{\text{к}}$
				(O_{us})			
Керосин Этиловый	Кислород	0,82 0,80	0,00112 0,00112	3,4 2,0	2280 1960	3200 2900	
Керосин »	Сжатый воздух Азотная кислота	0,82 0,82	0,00122 1,52	14,8 5,4	— 1440	2700	

Превращение жидкого кислорода в газообразный производится в газификаторах специальными электрическими нагревателями, а затем он по трубам и шлангам поступает к потребителю.

Средством повышения экономической эффективности огневого бурения является применение сжатого воздуха вместо кислорода (табл. IV.84).

Т а б л и ц а IV.84

Результаты сравнительных испытаний термобуров,
потребляющих в качестве окислителя сжатый воздух

Показатели	Термобур		
	ТБВ-1 конструкции МВТУ им. Баумана	ТБВ-3 конструкции МГИ	ТБВ-5 конструкции института Гипрорудмаш
Расход:			
воздуха, м ³ /ч	1000	1000	1000
бензина, кг/ч	85,4	85,4	—
керосина, кг/ч	—	—	80
воды, м ³ /ч	1,5	1,5	1,3
Давление в камере сгорания, кгс/см ²	9	11,5	5
Частота вращения, об/мин	20	15	15
Скорость бурения, м/ч:			
минимальная	3,8	2,5	6
максимальная	7,5	6,0	11
средняя	4,7	4,9	7,5
Скорость разбуривания, м/ч	15	13	13
Диаметр скважины, мм . .	200	200	200
Диаметр котла, мм	350	480	480

§ 54. Режимы огневого бурения

Под режимами огневого бурения следует понимать расход и соотношение горючего и окислителя, скорость вращения горелки, расстояние от среза сопла горелки до забоя.

Первый и последний факторы тесно связаны между собой: чем больше расход топлива, тем больше может быть удалена горелка от забоя скважины. Температура газового потока при выходе из сопел горелки зависит от правильности выбранного соотношения горючее — окислитель (коэффициента избытка окислителя).

Зависимость скорости огневого бурения скважин в породах рудника ЮГОК от расхода топлива и частоты вращения горелки характеризуется данными, приведенными в табл. IV.85 и IV.86.

Оптимальные режимы станков при расширении в сравнении с бурением приведены в табл. IV.87.

Т а б л и ц а IV.85

Зависимость скорости огневого бурения (м/ч)
от расхода топлива
(по данным Н. М. Трегубова)

Породы	Расход топлива, кг/с						
	0,08	0,12	0,16	0,20	0,24	0,28	0,32
Магнетитовые роговики . .	12,8	13,7	13,6	12,7	11,4	9,7	6,8
Гематито-магнетитовые роговики	10,9	11,8	11,9	11,3	10,4	9,2	7,1
Карбонатно-магнетитовые роговики	8,6	9,1	9,0	8,3	7,8	6,8	5,5
Мартито-гематитовые роговики	4,9	5,8	5,9	5,8	4,7	3,8	2,3
Кварцево-хлоритовые сланцы	2,2	3,3	3,3	2,8	2,0	1,3	0,4

Т а б л и ц а IV.86

Зависимость скорости огневого бурения (м/ч)
от частоты вращения горелки
(по данным Н. М. Трегубова)

Породы	Частота вращения горелки, об/мин				
	10	20	40	60	80
Магнетитовые роговики	12,4	12,4	12,4	12,3	11,9
Гематито-магнетитовые роговики	10,7	10,9	11,0	10,9	10,8
Карбонатно-магнетитовые роговики	7,9	8,0	8,0	8,2	7,9
Мартито-гематитовые роговики	4,4	5,0	5,5	5,6	5,3
Кварцево-хлоритовые сланцы . .	2,8	3,4	3,9	4,2	4,0

Т а б л и ц а IV.87

Оптимальные режимы станка огневого бурения
скважин в породах рудника ЮГОК
(по данным Н. М. Трегубова)

Породы	При бурении		При <i>расширении</i> скважин		
	та о а и	К я £ я I f a o .	« ш я с е « о * о	К я £ 1 3 — я o o	К я £ я н s o E * с § s t ? ~ l i s
Мэгнетитовые роговики	0,125	25	0,160	40	12—13
Гематито-магнетитовые роговики	0,130	35	0,175	45	9—10
Карбонатно-магнетитовые рого- вики	0,135	45	0,190	60	9—10
Мартито-гемантовыге роговики	0,140	55	0,200	65	9—10
Кварцево-хлоритовые сланцы . .	0,145	60	0,220	70	12—15

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Александров Е. В., Флавицкий Ю. В. О борьбе с вибрацией ручных бурильных машин. Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. Разрушение горных пород, вып. 34. М., «Недра», 1967, с. 53—61.
2. Алимов О. Д. Исследование процессов разрушения горных пород при бурении шпуров. Изд. Томского университета. 1960. 89 с.
3. Алимов О. Д., Дворников Л. Т. Закономерности вращательно-ударного бурения шпуров. Фрунзе, «Илим», 1974. . 7 с.
4. Андреев К. К. Термическое разложение и горение взрывчатых веществ. М., «Наука», 1966. 346 с.
5. Андреев К. К. Беляев А. Ф. Теория взрывчатых веществ М., Оборонгиз, 1960. 595 с.
6. Ассонов В. А. Взрывчатые вещества и их применение в горной промышленности. М., Госгортехиздат, 1963. 140 с.
7. Афонин В. Г., Гейман Л. М., Компр В. М. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве. Киев, «Будівельник», 1974. 382 с.
8. Барон Л. И., Личели Г. П. Трещиновзтость горных пород при взрывной отбойке. М., «Недра», 1967. 136 с.
9. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. М., Изд-во АН СССР, 1963. 167 с.
10. Баум Ф. А., Станюкович К. П., Шехтер Б. И. Физика взрыва. М., Физматгиз, 1959. 800 с.
11. Беликов Б. П. Упругие и прочностные свойства горных пород. М., Изд-во АН СССР. 1961, с. 47—110 (Труды института геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии)
12. Беляев А. Ф. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем. М., «Наука», 1968. 255 с.
13. Бегагоен И. А., Дядюра А. Г., Бажал А. И. Бурильные машины. М., «Недра», 1972. 306 с.
14. Беришвили Г. А. Короткозамедленное взрывание при проведении горных выработок. М., «Недра», 1969. 120 с.
15. Бобров И. В., Кричевский Р. М. Борьба с внезапными выбросами угля и газа. Киев, «Техиша», 1964. 328 с.
16. Бронников Д. М. Выбор параметров взрывных скважин при подземной отбойке руд. М., Госгортехиздат, 1961. 111 с.
17. Вовк А. А., Черный Г. И., Кравец В. Г. Действие взрыва в грунтах. Киев, «Наукова думка», 1974. 208 с.
18. Временное руководство по борьбе с выбросами породы и газа при проведении выработок. Макеевка, МакНИИ, 1968. 22 с.

19. Временное руководство по ведению взрывных работ по выбросоопасным породам на шахтах Донецкого бассейна. Макеевка — МакНИИ, 1969. 16 с.
20. Галаджий Ф. М. Безопасность взрывных работ в шахтах. М., Госгортехиздат, 1962. 135 с.
21. Демидюк Г. П. Применение энергетического принципа к расчету скважинных зарядов на карьерах.— В кн.: «Взрывное дело», вып. 62/19. М., «Недра», 1967, с. 36—51.
22. Детонационные волны в конденсированных средах. М., «Наука», 1970. Авт.: А. Н. Дремин, С. Д. Савров, В. С. Трофимов, К. К. Шведов. 164 с.
23. Дмитрак Ю. А., Кузьмин А. А. Механизация проведения выработок буровзрывным способом. М., «Недра», 1974. 183 с.
24. Дмитриев А. П., Кузьяев Л. С. Термодинамические процессы в горных породах. Изд. МГИ, 1970. 106 с.
25. Докучаев М. М., Васильев Г. А., Доронищева Л. А. (под ред. Мельникова Н. В.). Справочник по буровзрывным работам на строительстве. М., «Недра», 1962, 392 с.
26. Дремин А. Н., Похи П. Ф. Параметры детонационной волны тротила, гексогена, нитроглицерина и нитрометана. — «Докл. АН СССР», т. 128, № 5, 1959, с. 989—991.
27. Дремин А. Н., Шведов К. К. Определение давления Чапмена—Жуге и времени реакции в детонационной волне мощных ВВ.— «Журнал прикладной механики и технической физики». Новосибирск, «Наука», 1964, № 2, с. 154—160.
28. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М., «Недра», 1973. 415 с.
29. Друкованый М. Ф., Ефремов З. И., Ильин В. И. Буровзрывные работы на карьерах. М., «Недра», 1969. 375 с.
30. Дубнов Л. В. Предохранительные взрывчатые вещества в горной промышленности. М.—Л., Углетехиздат, 1953. 151 с.
31. Дубиов Л. В., Бахаревиц Н. С., Романов А. И. Промышленные взрывчатые вещества. М., «Недра», 1973. 319 с.
32. Дубынин Н. Г. Выпуск руды при подземной разработке. М.—«Недра», 1965. 268 с.
33. Дубынин Н. Г., Рябченко Е. П., Иванова Л. И. Отбойка руды скважинами. Новосибирск, 1970. 168 с.
34. Единые нормы выработки и времени на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности (бурение). М., изд. НИИ Труда, 1971. 97 с.
35. Единые правила безопасности при взрывных работах. М.—«Недра», 1972. 319 с.
36. Ильиницкая Е. И., Тедер Р. И. Свойства горных пород и методы их определения (под редакцией М. М. Протодяконова). М., «Недра», 1969. 382 с.
37. Карагодни Л. Н., Розанцев Е. С. Взрывные работы на пластах, подверженных внезапным выбросам угля и газа. М., «Недра», 1970. 80 с.
38. Коровченко Г. М. Подготовка бурового инструмента к работе. М., «Недра», 1965. 122 с.

39. Кутузов Б. Н. Теория, техника и технология буровых работ. М., «Недра», 1972. 312 с.
40. Кутузов Б. Н., Пшеничный М. А. Взрывные работы на открытых разработках. М., «Недра», 1969. 161 с.
41. Лурье А. И. Электрическое взрывание зарядов. М., «Недра», 1973. 280 с.
42. Малевич Н. А. Горнопроходческие машины и комплексы. М., «Недра», 1961. 384 с.
43. Маркович Н. М., Маршев В. С., Званский Г. Е. Вращательно-ударные установки для бурения шпуров. М., «Недра», 1964. 160 с.
44. Мартынов А. Ф., Коровченко Г. М., Синельников Л. М. Нетиповые взрывные работы в угольных шахтах. М., «Недра», 1969. 174 с.
45. Машины для угольной промышленности. Справочник под редакцией Хорина В. Н., Клорикьяна С. Х. М., «Недра», 1968. 299 с.
46. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. М., «Недра», 1974. 424 с.
47. Механизация вспомогательных работ на карьерах. М., «Недра», 1971. 270 с. Авт.: П. И. Томаков, В. З. Парунакьян, А. А. Звонов и др.
48. Миндели З. О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. М., «Недра», 1974. 600 с.
49. Михайлов В. Г., Крапивин М. Г. Горные инструменты. М., «Недра», 1970. 216 с.
50. Мосиенко В. Н., Пашков А. Д., Латышев В. А. Разрушение горных пород. М., «Недра», 1975. 215 с.
51. Петров Н. Г. Короткозамедленное взрывание в шахтах. М., «Недра», 1964. 144 с.
52. Поздняков З. Г. Развитие и совершенствование гранулированных ВВ в СССР и за рубежом. М., «Недра», 1971. 142 с.
53. Покровский Н. М. Сооружение и реконструкция горных выработок, ч. II. М., Госгортехиздат, 1962. 380 с.
54. Протодьяконов М. М. Материалы для урочного положения горных работ, ч. I. М., изд. ЦК горнорабочих, 1926. 184 с.
55. Протодьяконов М. М., Вобликов В. С. Определение крепости горных пород на образцах неправильной формы.— *Уголь*, 1957, Кя 4, с. 13—17.
56. Ржевский В. В., Новик Г. Н. Основы физики горных пород. М., «Недра», 1973. 285 с.
57. Росси Б. Д. Ядовитые газы при подземных взрывных работах. М., «Недра», 1966. 94 с.
58. Росси Б. Д., Поздняков З. Г. Промышленные ВВ и средства взрывания. М., «Недра», 1971. 176 с.
59. Руководство по безопасному применению короткозамедленного взрывания в угольных шахтах, опасных по газу или пыли. М., «Недра», 1966. 104 с.
60. Руководство по применению водяных завес при взрывных работах в угольных шахтах. М., «Недра», 1969. 14 с.

- G1. Р у к о в о д с т в о п о п р и м е н е н и ю с о т р я с а т е л ь н о г о в з р ы в а н и я. Макеевка, МакНИИ, 190-1, 13 с.
- 01'. С в е т л о в Б. Я., Я р е м е н к о Н. П. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ. М., «Недра», 1973. 203 с.
03. С п р а в о ч н и к п о б у р о в з р ы в н ы м р а б о т а м. Под ред. В. М. Ассонова. М., Госгортехиздат, 1960. 450 с. Авт.: Е. Л. Бурмистрович, Е. С. Виталии, Г. П. Демидюк и др.
- G4. С п р а в о ч н и к п о б у р о в з р ы в н ы м р а б о т а м н а к а р ь е р а х. Киев, «Наукова думка», 1973. 440 с. Авт.: М. Ф. Друкованый, Л. В. Дубнов, Б. Н. Кутузов, З. И. Ефремов.
- G5. С п р а в о ч н и к п о в з р ы в н о м у д е л у. М., ОНТИ, 1936. 936 с.
- G6. С п р а в о ч н и к н и ж е н е р а - ш а х т о с т р о и т е л я, т. 2. М., «Недра». 1972. 720 с. Авт.: В. Б. Алексеев, Ф. И. Андронников, С. А. Архангельский и др.
67. С у х а н о в А. Ф. Буримость и взрываемость горных пород, М., Гостоптехиздат, 1940. 17G с.
68. С у х а н о в А. Ф. К вопросу о единой классификации горных пород. М., Углетехиздат. 1974, 96 с.
69. С у х а н о в А. Ф., К у т у з о в Б. Н. Разрушение горных пород. М., «Недра», 1967. 340 с.
70. Т а р а н о в П. Я. Буровзрывные работы. М., «Недра», 1964. 372 с.
71. Т е х н и к а б у р е н и я п р и р а з р а б о т к е м е с т о р о ж д е н и й п о л е з н ы х и с к о п а е м ы х. М., «Недра». 1974. 406 с. Авт.: К. И. Иванов, М. С. Варич, В. М. Дусев, В. Д. Андреев.
72. Т е х н и ч е с к и е п р а в и л а в е д е н и я в з р ы в н ы х р а б о т н а д н е п н о й п о в е р х н о с т и. М., «Недра», 1972. 240 с.
73. Х а н у к а е в А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М., Госгортехиздат. 1962. 200 с.
74. О г н е в о е б у р е п р е в з р ы в н ы х с к в а ж и н. М., Госгортехиздат, 1962. 200 с. Авт.: А. В. Ягулон, М. А. Покровский, А. П. Васильев, М. С. Варич.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Краткие исторические сведения о развитии буровзрывных работ	5
Раздел I	
ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ ПОРОДАХ	
Глава I. Основные сведения о горных породах	7
§ 1. Основные физические свойства горных пород	11
§ 2. Механические свойства горных пород	14
§ 3. Горнотехнологические характеристики и классификация горных пород	25
Раздел II	
ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ	
Глава II. Краткие сведения по теории взрывчатых веществ	47
§ 1. Взрыв, взрывчатое вещество и формы взрывчатого превращения	47
§ 2. Химические реакции при взрыве, кислородный баланс взрывчатого вещества, ядовитые газы в продуктах взрыва, объем продуктов взрыва	48
§ 3. Теплота, температура и давление газов взрыва	50
§ 4. Формы работы взрыва. Работоспособность и бризантность взрывчатых веществ	01
§ 5. Детонация взрывчатых веществ и ее параметры	05
§ 6. Чувствительность взрывчатых веществ к взрывному импульсу, механическим и тепловым воздействиям	78
Глава III. Промышленные взрывчатые вещества	Б4
§ 7. Классификация промышленных взрывчатых веществ	64
§ 8. Физические и физико-химические характеристики промышленных взрывчатых веществ	87
§ 9. Взрывчатые вещества для открытых горных работ (класс I)	91
§ 10. Взрывчатые вещества для открытых и подземных горных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли (класс II)	101
§ 11. Современные предохранительные взрывчатые вещества. Их классификация и характеристика	ПЗ
Глава IV. Средства взрывания	131
§ 12. Иницирующие взрывчатые вещества	131
§ 13. Капсюли-детонаторы	133
§ 14. Огнепроводный шнур и средства его воспламенения	134
§ 15. Детонирующий шнур	138
§ 16. Электродетонаторы	141

Глава V. Приборы взрывания и контрольно-измерительные приборы при электрическом взрывании зарядов	153
§ 17. Приборы взрывания	153
§ 18. Контрольно-измерительные приборы	172
Глава VI. Безопасные расстояния, хранение и транспортирование взрывчатых материалов *	179
§ 19. Расчет безопасных зон	179
§ 20. Хранение взрывчатых материалов	183
§ 21. Учет взрывчатых материалов	193
§ 22. Транспортирование взрывчатых материалов	194

Раздел III ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Глава VII. Действие взрыва в среде и принципы расчета зарядов	196
§ 1. Основные понятия, связанные с изучением действия взрыва в среде	196
§ 2. Действие взрыва одиночного заряда на окружающую среду	198
§ 3. Управление механизмом разрушения горных пород взрывом	202
§ 4. Принципы расчета зарядов	204
Глава VIII. Способы взрывания зарядов	208
§ 5. Классификация способов взрывания	208
§ 6. Огневой и электроогневой способы взрывания	208
§ 7. Электрический способ взрывания	213
§ 8. Мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание	225
Глава IX. Методы взрывных работ при дроблении горных пород	226
§ 9. Классификация методов взрывных работ	226
§ 10. Метод накладных зарядов	227
§ 11. Метод шпуровых зарядов на карьерах	229
§ 12. Метод котловых зарядов	236
§ 13. Метод камерных зарядов рыхления	237
§ 14. Метод скважинных зарядов	246
Глава X. Шпуровой метод ведения взрывных работ в шахтах	286
§ 15. Классификация врубов	286
§ 16. Расположение шпуров при проведении горизонтальных и наклонных выработок	294
§ 17. Расчет параметров буровзрывных работ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок	296
§ 18. Расположение шпуров при проходке стволов шахт	308
§ 19. Расчет параметров буровзрывных работ при проходке вертикальных стволов шахт	314
§ 20. Параметры буровзрывных работ в лавах	319
§ 21. Контурное взрывание шпуровых зарядов	323
§ 22. Беспламенное взрывание	324

Глава XI. Специальные взрывные работы в угольных шахтах	328
§ 23. Посадка кровли в лавах взрывным способом и перепуск обрушенных пород в нижние подэтажи и горизонты	328
§ 24. Взрывные работы по ликвидации пустот в зоне старых горных разработок	332
§ 25. Массовые взрывы при тушении и изоляции подземных пожаров	333
§ 26. Применение взрывов камерных зарядов для борьбы с прорывами глин	334
§ 27. Взрывной способ сооружения баррикадных перемычек	337
§ 28. Изоляция горных выработок взрывным способом от проникновения воздуха с поверхности	340
§ 29. Выемка угля в лавах с применением взрывных работ	341
§ 30. Сотрясательное взрывание на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа	345
§ 31. Камуфлетное и камуфлетно-сотрясательное взрывание	350
§ 32. Торпедирование угольного массива	352
§ 33. Проведение выработок с применением взрывных работ в выбросоопасных песчанниках	355
Глава XII. Специальные взрывные работы на дневной поверхности	359
§ 34. Взрывы на выброс и сброс	359
§ 35. Образование полотна дорог взрывным способом	372
§ 36. Рыхление мерзлых грунтов и торфа	375
§ 37. Строительство водоемов	378
§ 38. Строительство каналов взрывным способом	379
§ 39. Взрывные работы при сооружении плотин	381
§ 40. Образование взрывом траншей и котлованов	384
§ 41. Взрывные работы при добыче штучного камня	385
§ 42. Корчевка пней и валка деревьев	386
§ 43. Образование колодцев и шурфов взрывом	389
§ 44. Обрушение зданий и сооружений, валка труб	391
§ 45. Дробление фундаментов, бетона и железобетона	395
§ 46. Взрывные работы при ледоходе	397
§ 47. Подводные (дноуглубительные) взрывные работы	401
§ 48. Взрывание горячих массивов	404
§ 49. Дробление металла и металлических конструкций	407
§ 50. Обработка металлов взрывом	409
§ 51. Торпедирование скважин	413
Глава XII.1. Механизация процессов заряжания и забойки шпуров и скважин	414
§ 52. Схемы комплексной механизации взрывных работ	414
§ 53. Классификация зарядных машин и механизмов	421
§ 54. Погрузочно-растаривающие машины и механизмы	421
§ 55. Транспортно-зарядные машины	423
§ 56. Смесительные и смесительно-зарядные устройства	429
§ 57. Зарядчики для заряжания шпуров и скважин сыпучими гранулированными взрывчатыми веществами	431
§ 58. Зарядчики для заряжания шпуров и скважин патронированными взрывчатыми веществами	433
§ 59. Забойка скважин и шпуров	435

fjidisa XIV. Организация взрывных работ	433
§ 60. Организация работы взрывника	433
§ 01. Маркшейдерское обслуживание взрывных работ	439
§ 62. Подготовка и производство взрывов	440
§ 03- Техника безопасности при взрывных работах	442

Раздел IV

БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Глава XV. Общие сведения о буровых работах	445
§ 1. Классификация методов разрушения и способов бурения шпуров и скважин	445
§ 2. Твердые сплавы для буровых работ	451
Глава XVI. Вращательное бурение шпуров	456
§ 3. Принцип действия машин вращательного бурения	456
§ 4. Техническая характеристика машин вращательного бурения	457
§ 5- Распорные колонки и манипуляторы	460
§ 6. Буровые каретки с электросверлами	469
§ 7. Навесное оборудование с электросверлами	473
§ 8. Станки вращательного бурения для шахт	475
§ 9. Буровой инструмент	477
§ Ю- Производительность бурения сверлами	483
§ 11. Расходные коэффициенты при бурении электросверлами	485
Глава XVII- Вращательное бурение скважин на гальерах	480
§ 12. Принцип действия и область применения шнекового вращательного бурения	486
§ 13. Конструктивные особенности и техническая характеристика станков	480
§ 14. Буровой инструмент	489
§ 15. Производительность станков и расход инструмента	491
Глава XV111. Шарошечное бурение скважин	492
§ 16- Принцип работы и основные конструктивные особенности станков шарошечного бурения	492
§ 17. Буровые станки для открытых горных разработок	493
§ 18. Буровой станок БШ-145.М для подземных горных разработок	506
§ 19- Шарошечные долота	508
§ 20. Конструкции шарошечных долот	515
§ 21- Устройство для защиты долот от шлама	520
§ 22. Буровой став	520
§ 23. Режимы бурения скважин шарошечными долотами	523
§ 24. Правила эксплуатации долот	525
§ 25. Определение производительности шарошечных станков	52Г
§ 26. Расходные коэффициенты при эксплуатации шарошечных станков	527
Глава XIX. Машины ударного бурения шпуров и скважин	530
§ 27. Общие сведения	
§ 28. Классификация и техническая характеристика перфораторов	530

§ 29. Устройство перфораторов и их конструктивные особенности	538
§ 30. Износостойкость деталей перфораторов	544
§ 31. Перфораторы с пылеуловителями	540
§ 32. Пневмоподдержки и распорные колонки	547
§ 33. Буровые каретки и самоходные буровые станки	552
§ 34. Вибрация при бурении	561
§ 35. Шум при бурении	564
§ 36. Инструмент для бурения перфораторами	566
§ 37. Расходные коэффициенты при бурении скважин	576
Глава XX. Машины вращательно-ударного бурения шпуров	577
§ 38. Бурильные машины вращательно-ударного действия	577
§ 39. Буровые вращательно-ударные установки (каретки)	580
§ 40. Навесное оборудование с вращательно-ударными бурильными машинами	586
§ 41. Буровой инструмент	587
§ 42. Режимы и механическая скорость бурения	588
§ 43. Расходные коэффициенты при вращательно-ударном бурении	590
Глава XXI. Машины ударно-вращательного бурения скважин	590
§ 44. Буровые станки с пневмоударниками для подземных горных разработок	590
§ 45. Буровые станки с пневмоударниками для открытых горных разработок	593
§ 46. Конструкции пневмоударников	599
§ 47. Долота и коронки для пневмоударников	602
§ 48. Буровые штанги и аварийный инструмент	ЮЭ
§ 49. Расходные коэффициенты при бурении скважин машинами ударно-вращательного действия	61С
Глава XXII. Огневое бурение скважин	612
^ 50. Сущность процесса огневого бурения скважин	012
§ 51. Конструкции станков огневого и термохимического бурения	613
§ 52. Огнеструйные горелки	617
§ 53. ТОПЛИВО буровых огнеструйных горелок	619
§ 54. Режимы огневого бурения	621
Список литературы	023

Михаил Федорович ДРУКОВАНЫЙ
Лее Владимирович ДУБНОВ
Элизбар Онисимович МИНДЕЛИ
Константин Иванович ИВАНОВ
Виктор Иванович ИЛЬИН

СПРАВОЧНИК ПО БУРОВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ

Редакторы издательства: И. Д. Мелихов, Э. Е. Ненаглядова
Переплет художника В. В. Евдокимова
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технические редакторы: Н. В. Жидкова, Л. Н. Шиманова
Корректоры М. В. Дроздова и И. Н. Таранена

Сдано в набор 9/1 1976 г. Подписано в печать G/V 1976 г. Т-09828
Формат &4XЮ8732- Бумага для глуб. печ. Печ. л. 19,75
Усл. п. л. 33,18. Уч.-изд. л. 40,15 Тираж 32 000 экз.
Заказ 755/5200—9. Цена 2 р. 37 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12,
Т тетьяковский проезд, 1/19

Ленинградская типография № 6 Союзполиграфпрома
при Государственном комитете Совета Министров СССР
по делам издательств, полиграфии и книжной торговли
193144, Ленинград, С-144, ул. Моисеенко, 10