

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего профессионального образования  
“Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева”

А. А. ХОРЕШОК Ю. А. АНТОНОВ Л. Ф. КОЖУХОВ  
А. М. ЦЕХИН Г. Д. БУЯЛИЧ А. Ю. БОРИСОВ

**ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ  
ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ:  
Учебное пособие  
для курсового и дипломного проектирования**

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации  
по образованию в области горного дела в качестве учебного пособия  
для студентов вузов, обучающихся по специальности “Горное дело”  
(специализация “Горные машины и оборудование”)  
направления подготовки “Горное дело”

Кемерово 2012

УДК 622.232 (075.8)

Рецензенты:

Заведующий лабораторией угольной геотехники ИУ СО РАН доктор технических наук В. В. Аксенов

Кафедра “Горно-шахтное оборудование” Юргинского технологического института (филиал) Национального исследовательского Томского политехнического университета (зав кафедрой, кандидат технических наук А. А. Казанцев).

Горные машины и оборудование подземных горных работ : Учебное пособие для курсового и дипломного проектирования / А. А. Хорешок, Ю. А. Антонов, Л. Ф. Кожухов, А. М. Цехин, Г. Д. Буялич, А. Ю. Борисов ; КузГТУ . – Кемерово, 2012. – 170 с.

ISBN 978-5-89070-832-8

Подготовлено в соответствии с Федеральным государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования.

Даны анализ существующих систем разработки и рекомендации по их выбору. Приведены материалы по выбору горно-шахтного оборудования для комплексной механизации очистных работ на пластах пологого и крутого падения, а также рекомендации по расчету графика организации труда в очистном забое. Представлена справочная информация по основному и вспомогательному оборудованию очистных работ.

Предназначено для выполнения курсовых и дипломных проектов студентов вузов, обучающихся по специальности 130400.65 “Горное дело” (специализация “Горные машины и оборудование”).

УДК 622.232 (075.8)

© Хорешок А. А., Антонов Ю. А.,  
Кожухов Л. Ф., Цехин А. М.,  
Буялич Г. Д., Борисов А. Ю., 2012

ISBN 978-5-89070-832-8

© КузГТУ, 2012

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Одним из важнейших направлений технического прогресса в горнодобывающих отраслях промышленности является комплексная механизация очистных и подготовительных работ.

Наиболее остро проблема механизации стоит перед угольной промышленностью, которая характеризуется исключительно сложными условиями труда человека и эксплуатации горных машин. Угол падения пластов изменяется от 0 до 90°, мощность – от нескольких десятков сантиметров до 20 м и более. Пласты с неблагоприятными физико-механическими свойствами углей по сопротивляемости резанию составляют 65 %, с неустойчивыми кровлями – 36,3 %, с трудноуправляемыми – 50,8 %, слабыми почвами – 18 %, с геологическими нарушениями – 43 %.

Сравнительный анализ эффективности применения механизированных комплексов по статистике ООО «Росинформуголь» показывает, что доля механизированных комплексов зарубежного производства возросла с 2000 по 2010 гг. с 6 до 38 %. В 2010 г. на шахтах РФ находилось в эксплуатации 84 отечественных и 53 импортных механизированных комплекса. Наибольшую производительность достигли механизированные забои, оснащенные английской и немецкой техникой (до 13708 т/сут, а в среднем 6769 т/сут). Комплексы отечественного и польского производства уступали им по производительности, соответственно, в 2,027 и 2,28 раза. При этом на шахтах РФ в 2010 г. обеспечивали эту производительность 28 отечественных и 108 импортных очистных комбайнов. Среднесуточная нагрузка на забой по лавам, оборудованным очистными комбайнами зарубежного производства, в 1,2–1,7 раза выше по сравнению с комбайнами российского и украинского производства. В основном механизированные забои оснащены очистными комбайнами фирм и заводов Украины, Польши, Германии, США, Китая [1].

Кузбасс – один из самых крупных по запасам угля и объемам его добычи бассейнов России. Запасы каменного угля в Кузбассе составляют 693 млрд. т, из них 207 млрд. т – коксующихся углей. Более 80 % этих углей России добывается в Кузбассе.

На будущего горного инженера ложится большая ответственность за принятые решения по правильному выбору и эксплуатации горных машин и комплексов, способствующие эффективной и безопасной работе горнодобывающего предприятия.

Настоящее учебное пособие позволит студенту обоснованно выбирать средства механизации для различных горно-геологических условий и рассчитывать его основные параметры, а также ознакомиться с широко представленным справочным материалом по современному горно-шахтному оборудованию.

Учебное пособие предназначено для выполнения курсового проекта, а также соответствующих разделов дипломных проектов студентов вузов, обучающихся по специальности “Горное дело” (специализация “Горные машины и оборудование”) направления подготовки “Горное дело”.

## **1. ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И СТРУКТУРА ПРОЕКТА**

### **1.1. Цель и задачи проектирования**

Курсовой проект является завершающим этапом изучения дисциплины “Горные машины и оборудование подземных горных работ”.

При выполнении проекта студент, используя знания, полученные при изучении дисциплины, должен решить ряд поставленных перед ним инженерных задач по механизации горных работ на угольной шахте.

Решения, принятые в курсовом проекте, должны основываться на применении прогрессивной технологии горных работ и использовании новой высокопроизводительной горной техники.

Курсовой проект по горным машинам и оборудованию предусматривает следующие цели:

а) закрепление и углубление знаний, полученных при изучении теоретической дисциплины;

б) приобретение навыков комплексного применения полученных знаний при решении технических вопросов по выбору, расчету и организации работ горных машин в конкретных горно-геологических условиях;

в) подготовку к выполнению более сложных инженерных задач, предусматриваемых в дипломном проекте.

Наряду с этим студенты во время курсового проектирования приобретают навыки работы со справочной литературой, таблицами, стандартами, методами расчетов, принятыми в горном машиностроении.

## **1.2. Тематика курсового проектирования**

Темы курсовых проектов должны быть направлены на решение вопросов комплексной механизации очистных или подготовительных работ для конкретных горно-геологических условий.

В качестве специальной части предусматривается разработка конструкции одной из сборочных единиц очистного комбайна, механизированной крепи, вспомогательного оборудования.

Наряду с этим допускается выполнение работ научно-исследовательского характера, содержащих в себе анализ конструкций, экспериментальные и аналитические исследования. При этом структуру и объем курсового проекта определяет руководитель индивидуально для каждого студента.

Каждая тема должна предусматривать элементы самостоятельной работы и творческой инициативы, выражающейся в оригинальном решении конструкции основных органов проектируемых машин либо в значительном улучшении конструкции существующих машин на основе опыта их эксплуатации.

## **2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

### **2.1. Горно-геологическая характеристика пласта**

В этом разделе должна быть дана полная горно-геологическая характеристика пласта в соответствии с заданием: мощность, угол падения, выдержанность по мощности, наличие прослоек, твердых включений и геологических нарушений, крепость, обводненность, метанообильность и др. На основании данных, указанных в задании на курсовое проектирование, дается характеристика пласта угля, кровли и почвы, необходимая для правильного выбора функциональных машин комплекса. Определяется полный индекс активной кровли, строится стратиграфическая колонка. Форма построения стратиграфической колонки (на примере пласта III Внутреннего) приведена на рис. 2.1.

Типизация кровель необходима для осуществления единого подхода к назначению рабочего сопротивления, которое должно быть создано крепями для управления кровлей.

Тип кровли определяется в соответствии с табл. 2.1 [2] в зависимости от вынимаемой мощности пласта  $m$ .


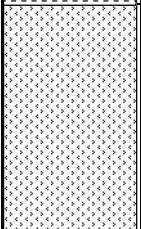
Лито- логия	$m$ , м	$f$	$\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Состав пород
	12–15	3–5	2,35	Основная кровля – крупнозернистый песчаник средней крепости, средней нагрузочной способности
	3–4	2–2,5	2,25	Непосредственная кровля – алевролит трещиноватый, средней крепости, среднеустойчивый
	3,3–3,7	1,3	1,32	Пласт III Внутренний
	0,8–1,2	2,5–3,0	2,2	Алевролит, прочность на вдавливание – 2,8 МПа
	2,5–6,0	3–4	2,3	Аргиллит средней крепости

Рис. 2.1. Стратиграфическая колонка пласта III Внутреннего

Таблица 2.1

## Типы кровли

Показатель	Тип кровли		
	легкая	средняя	тяжелая
Мощность легкообрушающихся слоев непосредственной кровли, м	более $M = m + 3,0$	от $0,5M$ до $M$	$< 0,5M$
Мощность монолитного слоя основной кровли, м	$< m$	$> m$	$> 2m$
Предел прочности основной кровли на одноосное сжатие, МПа	$< 30$	от 30 до 50	$> 50$
Шаг первой осадки, м			
Шаг периодических осадок, м	$< 15$	от 15 до 25	$> 25$

Единая классификация кровель (в полном виде приведена в литературе [3]) представляет собой совокупность классов по управляемости, включающую все сочетания типов непосредственной кровли по устойчивости и основной кровли по нагрузочным свойствам.

В соответствии с классификацией (табл. 2.2) по устойчивости непосредственная кровля делится на четыре типа: 1 – устойчивая; 2 – среднеустойчивая; 3 – неустойчивая; 4 – весьма неустойчивая.

По нагрузочным свойствам основная кровля делится на три типа: 1 – легкая; 2 – средняя; 3 – тяжелая.

Таблица 2.2

Классификация кровли по управляемости	1. Легкоуправляемая		2. Среднеуправляемая		3. Трудноуправляемая					
	1.1.1	2.2.1	2.1.2	2.2.2	3.3.1 3.3.2	3.4.1 3.4.2	3.1.3	3.2.3	3.3.3	3.4.3
Тип непосредственной кровли по устойчивости	1. Устойчивая	2. Среднеустойчивая	1. Устойчивая	2. Среднеустойчивая	3. Неустойчивая	4. Весьма неустойчивая	1. Устойчивая	2. Среднеустойчивая	3. Неустойчивая	4. Весьма неустойчивая
Тип основной кровли по нагрузочным свойствам	1. Легкая		2. Средняя		1. Легкая 2. Средняя		3. Тяжелая			

Основным критерием разделения кровли на типы по нагрузочным свойствам является отношение суммарной мощности пачки слоев легкообрушающихся пород  $h_{л.о.}$ , залегающих непосредственно над угольным пластом, к вынимаемой мощности угольного пласта  $m$ . Отношение  $h_{л.о.}/m$  характеризует долю участия залегающих выше труднообрушающихся пород в формировании внешней активной нагрузки, передаваемой породами на крепь.

Деление кровель на типы по нагрузочным свойствам производят исходя из следующих условий:

- легкая при  $h_{л.о.}/m \geq (6-7)$ ;
- средняя при  $(6-7) > h_{л.о.}/m \geq (3-4)$ ;
- тяжелая при  $h_{л.о.}/m < (3-4)$ .

Больший предел отношения рекомендуется принимать при  $m < 1,3$  м, меньший – при  $m > 1,3$  м.

К легкообрушающимся породам относятся породы с пределом прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж} \leq 50$  МПа.

К средней по нагрузочным свойствам отнесена кровля, представленная до высоты  $(6-7)m$  среднеобрушающимися породами, зависящими за крепью от 2 до 6 м, а также плавноопускающаяся кровля.

К тяжелой, по нагрузочным свойствам, относится основная кровля, состоящая из прочных пород с пределом прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж} > 50$  МПа мощностью более двух мощностей пласта, имеющих шаг первичной осадки основной кровли более 30 м, шаг периодической осадки более 15 м.

К тяжелой, по нагрузочным свойствам, отнесена также кровля, представленная слоем плотной глины мощностью  $(1,5 \div 2) m$  и более.

На основании анализа заданных горно-геологических условий залегания угольного пласта и проведенных расчетов необходимо указать полный индекс активной кровли. В полном индексе кровли первая цифра обозначает номер класса кровли по управляемости, вторая – номер типа кровли по устойчивости, третья – номер типа кровли по нагрузочным свойствам.

## **2.2. Анализ и выбор системы разработки**

В данном подразделе необходимо дать обзор и критический анализ возможных технологических схем добычи полезного ископаемого и средств ее механизации для заданных горно-геологических условий. Классификация технологических схем выемки угля приведена на рис. 2.2.

На основе анализа выбрать и обосновать применяемую технологию (порядок отработки столба, способ управления кровлей, методы дегазации и т.д.) в соответствии с действующими Технологическими схемами [4–7], а также с учетом следующих рекомендаций:

- на пологих и наклонных (до  $35^\circ$ ) пластах мощностью до 1,5 м рекомендуется применять комплексно-механизированные системы разработки длинными столбами по простиранию ДСО со струговыми механизированными комплексами;

- на пологих и наклонных (до  $35^\circ$ ) пластах мощностью до 6 м рекомендуется применять комплексно-механизированные системы



разработки длинными столбами по простиранию ДСО с механизированными комплексами;

- пласты мощностью более 6 м рекомендуется обрабатывать слоями с применением системы разработки длинными столбами по простиранию, а свыше 7 м – наклонными слоями и комбинированной системой разработки с гибким перекрытием и выпуском угля (КГП) с помощью специальных типов механизированных крепей.



Рис. 2.2. Классификация технологических схем выемки угля

Правильный выбор средств комплексной механизации на пластах пологого падения позволит достигнуть наилучших мировых технико-экономических показателей. Например, на шахте Котинская ОАО “СУЭК-Кузбасс” в 2010 г. нагрузка на комплексно-механизированный забой по 52 пласту составила 20–26 тыс. т/сут, а на шахте им. С. М. Кирова – 12 тыс. т/сут.

На крутых пластах при мощности пластов 1,2–1,5 м рекомендуется применять систему разработки длинными столбами по простиранию (ДСО) без деления этажа на подэтажи, а при мощности более 1,5 м – с выемкой столбами по падению с помощью щитовых агрегатов АНЩ, ЩРПМ либо длинными столбами по простиранию с применением агрегатов и комплексов.

Мощные крутые пласты ( $m > 8$  м) рекомендуется отрабатывать либо с разделением на слои (горизонтальные, наклонные, поперечно-наклонные) с закладкой и с обрушением пород кровли, либо комбинированной системой разработки с гибким перекрытием или гидравлическим способом. Характеристика основных систем разработки, применяемых на пологом и крутом падении, приведена в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Показатели	ДСО		ЩО*	АНЩ	ЩРП; ЩРП- М
	с мех. ком- плексом	со стругом			
Мощность пласта, м	0,7–6,0	0,5–2,0	1,2–10	0,7–2,2	3–7,0
Угол падения, град	до 35	до 35	55–90	35–90	30–55
Нагрузка на забой, т/сут	2000– 5000	2000– 3000	120– 800	400– 800	400– 800
Производительность труда рабочего очистного забоя, т/вых.	80–200	100–200	17–70	30–40	50–70
Объем подготовительных выработок на 1000 т добычи, м	5–8	5–8	20–45	15–18	15–30
Эксплуатационные потери угля, %	8–12	8–12	25–30	16–18	23–25

\*ЩО – щитовая система разработки с обрушением боковых пород.

Значительные запасы угля законсервированы в охранных целиках под промплощадками шахт, капитальными застройками, железной дорогой и подъездными путями шахты, под промышленными предприятиями, выемка которых может осуществляться только с помощью закладки выработанного пространства. В настоящее время предпринимаются попытки создания технологий на базе средств комплексной механизации очистных и закладочных работ. Такими технологиями являются системы отработки мощных крутых пластов в нисходящем порядке с закладкой выработанного пространства, а именно: горизонтальные механизированные слои с проходческими комбайнами с литой закладкой, наклонные слои и длинные столбы с применением комплекса АКЗ, а также камерные системы разработки с закладкой [7].

Условия применения систем отработки с закладкой выработанного пространства и расчетные показатели работы приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Технологическая схема в соответствии с [6]	Мощность пласта, м	Угол падения, град	Высота этажа, м	Средство выемки угля	Длина выемочного столба, м	Добыча, т/сут	Производительность ГРОЗ, т/вых.
ПОЗ	2–4,5	45–90	20–50	Эл. сверло	300–400	345	27,6
ДШЗт	2–4,5	45–90	20–50	Эл. сверло	300–400	400	24
КСМЗ-1	1,4–2,0	45–90	40–50	Темп	120–250	265	13,3
КСМЗ-2	Более 1,5	45–90	20–50	К56МГ	300–400	400–500	12
КЛТГЗ	Более 3,0	45–90	7,5–15	К56МГ, гидромонитор	200–300	400–700	40,7
НСЛТЗ	Более 3,0	45–90	100	К56МГ	300–400	660	42
ГСЛТЗГ	Более 3,0	45–90	100	К56МГ	300–400	660	41,3
ДГСЗ	8–16	35–90	100	ГПКС	300–400	220	11
КГПЗ-Д	8–16	35–65	100	Эл. сверло	200–250	300	10
КГПЗ-П	6–12	45	100	Эл. сверло	100–120	300	14
ДШЗг	2–4,5	45–90	20–50	Эл. сверло	300–400	380	24
КСМЗ	Не более 2,0	45–90	25–50	Темп	200–600	268	8,7

Применение закладки выработанного пространства позволяет наряду с сохранением земной поверхности увеличить коэффициент извлечения угля до 0,9.

Расшифровка обозначений по технологическим схемам, приведенных в табл. 2.4:

ПОЗ – Технологическая схема подэтажной отбойки с закладкой.

ДШЗт – Технологическая схема длинношпуровой системы разработки угольных пластов с твердеющей закладкой выработанного пространства.

КСМЗ-1 – Технологическая схема разработки мощных крутых пластов камерно-столбовой системой с механизированной выемкой угля и твердеющей закладкой.

КСМЗ-2 – Технологическая схема камерно-столбовой механизированной выемкой угля с твердеющей закладкой.

КЛТГЗ – Технологическая схема выемки мощных крутых пластов комбинированным способом с литой твердеющей и гидравлической закладкой.

НСЛТЗ – Технологическая схема выемки мощных крутых пластов наклонными слоями в нисходящем порядке с механогидравлической выемкой полосами по простиранию с литой твердеющей закладкой.

ГСЛТЗГ – Технологическая схема выемки крутых пластов горизонтальными слоями в нисходящем порядке с механогидравлической выемкой полосами по простиранию с литой твердеющей закладкой.

ДГСЗ – Технологическая схема выемки мощных крутых пластов диагональными горизонтальными слоями комбайнами ГПКС с закладкой.

КГПЗ-Д – Технологическая схема выемки мощных крутых пластов с гибким перекрытием и закладкой выработанного пространства.

КГПЗ-П – Технологическая схема комбинированной системы разработки мощных угольных пластов с гибким перекрытием и закладкой.

ДШЗг – Технологическая схема длинношпуровой отбойки с гидравлической закладкой.

КСМЗ – Технологическая схема разработки пластов длинными столбами с закладкой (гидравлической, пневматической, самотечной) и механизированной выемкой.

Подэтажная гидроотбойка (ПГО) с гибким перекрытием применяется в широком диапазоне горно-геологических условий, где использование обычной технологии малоэффективно или невозможно. К таким условиям относятся следующие:

- мощность пластов от 0,7 до 3,5 м со значительными колебаниями ее на выемочном участке;
- углы залегания пластов от 0 до 90°, где в пределах выемочного участка угол падения пласта может меняться;
- нарушенность пластов, трудно проходимых механизированными комплексами или не обеспечивающих необходимую длину выемочных полей;
- углы от весьма крепких и вязких с наличием включений колчеданов.

Для отработки сильно нарушенных участков, где смонтировать перекрытие невозможно, применяется система разработки подэтажной гидроотбойкой без крепления призабойного пространства. При этом мощность угольных пластов  $m > 3,5$  м, а угол падения  $\alpha = 45\text{--}90^\circ$ .

Подэтажная гидроотбойка с обрушением боковых пород (ПГО) позволяет улучшить основные технико-экономические показатели работы (добыча, производительность) на пластах крутого падения за счет малооперационности, поточности технологии, отсутствия людей непосредственно в очистном забое. Производительность труда рабочего очистного забоя достигает 70–90 т/вых., что позволяет конкурировать данному способу выемки с механизированными на пологом падении. Вместе с тем данной технологии присущи такие недостатки, как значительные потери угля (до 30–40 %), большой объем подготовительных выработок и некоторые другие.

Механогидравлическая выемка (МГО) применяется при крепких слаботрешиноватых углях и при выемке пологих (до 15°) пластов мощностью 1,9–2,5 м с применением систем с короткими забоями. Выемка угля осуществляется проходческими комбайнами, оснащенными гидромониторными установками для смыва отбитой горной массы. Производительность механогидравлической технологии составляет 380–433 т/сут.

### **2.2.1. Систематизация средств механизации горных работ**

Разнообразие горно-геологических условий залегания угольных пластов в различных бассейнах страны и часто в пределах одного месторождения, нестабильность и существенное различие физико-механических свойств угля и вмещающих пород, разно- и многооперационность технологического процесса выемки угля обусловили большое разнообразие схем и средств механизации выемки последнего.

Наиболее общим классификационным признаком, обеспечивающим объективность систематизации конструктивно разнообразных средств механизации технологического процесса выемки угля, является функциональный признак.

Каждая машина в любой схеме механизации технологического процесса, как и всякий элемент в соответствующей машине, выполняет определенные функции, обусловленные их назначением. Одни и те же функции могут осуществляться машинами и их элементами, имеющими различную конструкцию. Поэтому функциональный признак, положенный в основу систематизации средств механизации, обладает необходимыми собирательными свойствами, является объективным и достаточно общим.

В настоящее время технологический процесс механизированной выемки угля в длинных забоях в самом общем виде включает в себя три основных процесса: собственно выемку (отделение и погрузку) угля; доставку отделенного от массива угля; крепление призабойного пространства и управление кровлей.

Средства механизации указанных процессов существенно различаются между собой в силу специфики выполняемых ими функций. Однако в общей схеме механизации технологического процесса выемки угля эти средства могут быть объединены для совместной работы путем наложения на них технологической, кинематической и конструктивной связей.

*Технологическая связь* осуществляется согласованием с технологическим процессом обособленных машин для их целесообразного сочетания. Она является обязательной и при наличии других связей.

*Кинематическая связь* осуществляется сочленением технологически согласованных и сохранивших свою индивидуальность функциональных машин.

*Конструктивная связь* осуществляется совмещением базовых элементов технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных машин. Она всегда приводит к изменению конструкции индивидуальных машин и к потере ими своей обособленности.

Изложенное выше позволяет утверждать, что систематизация схем и средств механизации процесса выемки угля может быть осуществлена по функциональному признаку и виду связей машин.

Присвоим горным машинам, выполняющим определенные функции, соответствующие символы: В – выемочная машина, Д – доставочная машина, К – крепь. Обозначим также знаком «–» технологическую связь, знаком «+» кинематическую связь и знаком «•» конструктивную связь.

Используя принятые символы и условные знаки связей, классическую схему механизации, у которой имеют место все функциональные элементы, можно описать следующими общими формулами [9]:

- при наличии технологической связи элементов  $V - D - K$ ;
- при наличии кинематической связи элементов  $V + D + K$ ;
- при наличии конструктивной связи элементов  $V \cdot D \cdot K$ .

На практике известны и такие схемы механизации, где некоторые функциональные элементы отсутствуют. Так, в схеме механизации технологического процесса выемки угля на крутых и наклонных пластах, где процесс доставки угля осуществляется гравитационным способом, отсутствует доставочная машина.

Формулы, описывающие такие схемы механизации, имеют вид:

- при наличии технологической связи элементов  $V - K$ ;
- при наличии кинематической связи элементов  $V + K$ ;
- при наличии конструктивной связи элементов  $V \cdot K$ .

При этом легко заметить, что полученные формулы определяют по существу структуру схем механизации процесса выемки угля, где функциональные элементы являются структурными элементами базовой формулы.

Различное сочетание структурных элементов приводит к образованию новых формул, определяющих структуру схем механизации процесса выемки угля в различных условиях. Следовательно, функциональные элементы можно представить в качестве структурных элементов схем механизации.

Путем наложения соответствующих связей и вырождения структурных элементов можно получить целый ряд структурных формул, производных от базовой, что позволяет произвести систематизацию всех как существующих, так и возможных схем и средств механизации.

В табл. 2.5 показано общее структурообразование схем и средств механизации технологического процесса выемки угля. Структурными формулами группы 1 охватывается семейство обо-

собленных машин, каждая из которых имеет свою индивидуальную особенность. Поэтому они названы индивидуальными машинами.

Таблица 2.5

Наименование	Сочленение функциональных структурных элементов с технологическим процессом (технологическая связь)						Сочленение технологически согласованных функциональных структурных элементов (кинематическая связь)			
	с вырождением элементов			базовое	частичное					
	двух	одного			с технологической связью					
Структурные формулы	В	Д	К	Д-К	В-К	В-Д	В-Д-К	В-Д+К	В+К-Д	В+Д-К
Группы формул	1		2				3			
Средства механизации	Индивидуальные машины		Выемочные комплекты				Выемочные полуккомплексы			

Продолжение табл. 2.5

Наименование	Сочленение технологически согласованных функциональных структурных элементов (кинематическая связь)			
	частичное			полное
	с вырождением			
Структурные формулы	Д+К	В+К	В+Д	В+Д+К
Группы формул	4			
Средства механизации	Выемочные комплексы			

Продолжение табл. 2.5

Наименование	Совмещение технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных структурных элементов (конструктивная связь)					
	частичное					
	с технологической связью			с кинематической связью		
Структурные формулы	В-Д•К	В•К-Д	В•Д-К	В+Д•К	В•К+Д	В•Д+К
Группы формул	5			6		
Средства механизации	Выемочные полуагрегаты					



Продолжение табл. 2.5

Наименование	Совмещение технологически согласованных и кинематически увязанных функциональных структурных элементов (конструктивная связь)			
	всех			полное
	с вырождением			
Структурные формулы	Д•К	В•К	В•Д	В•Д•К
Группы формул	7			
Средства механизации	Выемочные агрегаты			

В группу 2 вошли формулы, структурные элементы которых имеют только технологическую связь. Они описывают семейства наборов индивидуальных машин, кинематически не связанных между собой, необходимых и достаточных для механизации технологического процесса выемки угля. Эти наборы названы выемочными комплектами.

Группе 4 формул присуща только кинематическая связь структурных элементов. Формулы этой группы охватывают семейства технологически согласованных и кинематически связанных, но сохранивших свои индивидуальные особенности машин, комплексно механизующих все основные операции технологического процесса выемки угля. Семейства таких машин названы выемочными комплексами.

Для группы 3 формул характерно наличие между структурными элементами не только кинематических, но и технологических связей. Поэтому описываемые этими формулами семейства машин (систем забойного оборудования) названы выемочными полукомплексами.

Группа 7 формул охватывает семейства технологически согласованных, кинематически увязанных и совмещенных базовыми элементами функциональных структурных элементов, выполняющих все операции технологического процесса выемки, которые названы выемочными агрегатами. Группы 5 и 6 формул характеризуют появление конструктивных связей в выемочных комплектах и комплексах. Такие семейства машин названы выемочными полуагрегатами.

Таким образом, формализованные группы структурных формул, приведенные в табл. 2.5, отражают одновременно и качественную степень развития схем и средств механизации технологического процесса

выемки угля. Каждая последующая группа формул описывает семейства машин, находящихся на более высокой ступени технического совершенства, и показывает, что развитие механизации технологического процесса выемки угля шло по пути создания вначале индивидуальных машин, выполняющих отдельные операции указанного процесса, затем – по пути объединения их для совместной работы путем наложения последовательно технологической, кинематической и конструктивной связей. Причем основными принципами реализации этих связей явились согласованное сочетание, сочленение и совмещение функциональных структурных элементов схем механизации.

Следует отметить, что схемы механизации технологического процесса проведения горных выработок имеют аналогичное строение, а сами принципы систематизации могут быть использованы для систематизации схем и средств механизации и других технологических процессов.

### **2.3. Определение размеров выемочного столба**

Главными параметрами, определяющими систему разработки и влияющими на основные технико-экономические показатели работы выемочного участка и всей шахты в целом, являются длина очистного забоя и длина выемочного столба, которые выбираются с учетом следующих рекомендаций:

#### Длина очистного забоя

Выемку угля целесообразно осуществлять с использованием технологии “длинных лав”. Длина комплексно-механизированных забоев определяется в основном длиной поставляемого заводом-изготовителем механизированного комплекса (150–200 м) или агрегата (40–100 м). Однако в ряде случаев длина забоя может отличаться от длины комплекса в поставке. Увеличение длины целесообразно по следующим причинам:

- уменьшается удельный объем проведения горных выработок;
- уменьшаются относительные затраты на монтажно-демонтажные работы;
- снижаются затраты времени на выполнение концевых операций.

При благоприятных условиях залегания (необводненные пласты, непучащая почва, отсутствие дизъюнктивных нарушений с амплитудой, превышающей вынимаемую мощность пласта, легкая по нагрузочным свойствам кровля и т.д.) длина лавы с механизирован-

ным комплексом может быть увеличена до 300 м. За рубежом имеется положительный опыт работы очистного стругового агрегата с механизированной крепью в лаве длиной 430 м.

Вместе с увеличением длины очистного забоя возрастает стоимость механизированной крепи и забойного конвейера, а с увеличением числа элементов снижается надежность комплекса, что обуславливает оптимальную длину очистного забоя (около 200 м).

На пластах крутого падения длина очистного забоя определяется параметрами принимаемой системы разработки.

Короткозабойная технология очистных работ принимается для отработки пологих и наклонных угольных пластов короткими забоями (20–50 м) постоянной или переменной длины в сложных горно-геологических условиях на участках с ограниченными запасами угля. Сложные горно-геологические условия характеризуются следующими факторами:

- весьма труднообрушающиеся породы кровли;
- легкообрушающиеся породы кровли;
- слабые и пучащиеся породы почвы;
- сложная гипсометрия пласта в пределах выемочного участка;
- внутрестолбовая мелкоамплитудная (0,2–1) нарушенность;
- повышенные водопритоки (до 30 м<sup>3</sup>/ч);
- пласты с весьма газоносными и самовозгорающимися углями;
- отработка запасов угля в охранных целиках.

Для отработки угольных пластов короткими лавами в сложных горно-геологических условиях, на участках с ограниченными запасами, сложной конфигурацией и в охранных целиках служат механизированные комплексы 1КМКЛ и 2КМКЛ. Проектная нагрузка на лаву составляет для 1КМКЛ – 660–1800 т/сут, для 2КМКЛ – 450–1200 т/сут.

#### Длина выемочного столба

Длина выемочного столба в сочетании со скоростью продвижения очистного забоя определяет периодичность монтажно-демонтажных работ механизированного комплекса, затраты на проведение и поддержание подготовительных выработок. Расчеты показывают, что применение механизированных комплексов при длине выемочного столба менее 400 м экономически неэффективно.

Длина выемочного пласта зависит от горно-геологических условий залегания пласта и колеблется от 1200 до 4500 м. Согласно

источникам [4, 5, 6] предусматриваются системы разработки с длинной выемочного столба до 2500 м.

Увеличение длины выемочных столбов сдерживается фактическими размерами шахтных выемочных полей, трудностями проведения и поддержания подготовительных выработок такой длины, а также качеством изготовления механизированных крепей. В соответствии с источником [2] механизированные крепи должны иметь 80%-ный ресурс по металлоконструкции секций (не менее 30000 циклов выемки).

При ограниченной длине (до 800 м) выемочного поля рекомендуется применять технологию с разворотом механизированных комплексов на 180°.

При отработке крутых пластов длина выемочного столба принимается 350–700 м при работе по простиранию и не более высоты этажа (100–120 м) при работе по падению.

#### **2.4. Выбор оборудования очистных забоев**

Степень соответствия выбранного типа оборудования горно-геологическим условиям его применения при отработке выемочного поля влияет на безопасность и условия труда шахтеров, технико-экономические показатели работы очистного забоя, надежность и долговечность оборудования.

При выборе средств механизации необходимо учитывать горно-геологические, горнотехнические и природные факторы.

Наилучшие технико-экономические показатели работы очистных забоев получены на пологих и наклонных пластах мощностью 1,5–5,0 м при комплексно-механизированных схемах выемки с применением очистных механизированных комплексов и агрегатов. Условия применения и состав очистных механизированных комплексов для пологого падения приведены в прил. 1 и 2.

##### **2.4.1. Выбор оборудования комплексно-механизированных забоев на пластах пологого падения**

В состав очистного механизированного комплекса, предназначенного для работы на пластах пологого падения, входят: выемочная машина – очистной комбайн или струг; доставочная машина – забойный скребковый конвейер; механизированная крепь; крепи сопряжения забоя с конвейерным и вентиляционным штреками; на-

сосные станции; оросительная система; энергопоезд; кабелеукладчик. В состав механизированного комплекса также входят перегружочное устройство с лавного конвейера на штрековый перегружатель, штрековый перегружатель, дробилка.

На пластах крутого падения в составе очистного механизированного комплекса отсутствует скребковый конвейер, т.к. отбитый уголь транспортируется под действием собственного веса.

Ниже приведена последовательность и рекомендации по выбору оборудования комплексно-механизированных забоев. В основу данного учебного пособия положены работы [8, 10–19], детально излагающие последовательность и особенности выбора оборудования механизированных комплексов на пластах пологого падения и дополненные рекомендации по выбору струговых установок, комплексов и агрегатов, оборудования для гидротехнологии и некоторых других. В учебном пособии расширен и актуализирован объем справочного материала, который приведен в прил. 1–26.

*Более подробная информация по техническим характеристикам выбираемого оборудования приведена в специальных учебных изданиях, каталогах-справочниках, научных журналах и интернет-ресурсах фирм-изготовителей горно-шахтного оборудования.*

Во всех случаях выбор оборудования комплексно-механизированного забоя необходимо начинать с механизированной крепи.

#### **2.4.1.1. Выбор механизированной крепи**

Факторами, влияющими на выбор механизированной крепи, являются:

- минимальная и максимальная мощность, угол падения пласта;
- тип кровли;
- устойчивость непосредственной кровли;
- несущая способность почвы.

Условия применения и технические характеристики механизированных крепей для применения на пластах пологого падения приведены в прил. 3.

##### **2.4.1.1.1. Определение сопротивления механизированной крепи**

При выборе механизированной крепи, прежде всего, необходимо обеспечить соответствие ее силовых характеристик типу кровли пласта.

В соответствии с источником [2] сопротивление крепи для поддержания кровли  $P_{кр}$  должно быть не менее:

- для легких кровель  $P_{кр} = 350 + 80(m-1)$ , кН/м<sup>2</sup>;
- для средних кровель  $1,5 P_{кр}$ ;
- для тяжелых кровель  $2,0 P_{кр}$ .

Сопротивление крепи для управления кровлей  $P_y$  должно быть не менее  $P_y = B \cdot P_{кр}$ , где  $B$  – размерный коэффициент, принимаемый на основе опыта эксплуатации равным 3,5–4,0.

Для крепей, работающих со струговыми установками, допускается снижение сопротивлений  $P_{кр}$  и  $P_y$  для увеличения отжима угля.

Коэффициент начального распора должен быть в пределах 0,6–0,8.

Шаг передвижки должен быть согласован с величиной захвата выемочной машины.

Крепи, предназначенные для работы на слабых почвах, должны иметь среднее давление на почву менее 20 МПа.

#### **2.4.1.1.2. Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли**

Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли производится по коэффициенту затяжки кровли. Современные механизированные крепи обладают высоким коэффициентом затяжки кровли (0,9–0,97) и предотвращают проникновение в призабойное пространство разрушенных слоев неустойчивой непосредственной кровли. При выборе механизированной крепи для ее применения в условиях неустойчивой кровли рекомендуется применять щитовые крепи, у которых этот коэффициент затяжки выше.

Также при выборе механизированной крепи необходимо обращать внимание на возможность секций передвигаться с активным подпором. Суть данной функции заключается в том, что после разгрузки секций в поршневых полостях гидростоек остается некоторое давление, называемое давлением активного подпора, препятствующее выходу поддерживающих элементов секций крепи из контакта с кровлей. При таком способе передвижки сохраняется целостность неустойчивых слоев непосредственной кровли и улучшается взаимодействие секций крепи с кровлей за счет их лучшего контакта.

### **2.4.1.1.3. Выбор механизированной крепи по углу падения**

Угол падения пласта – важнейший горно-геологический фактор, от которого зависит устойчивость секций крепи в лаве и направленность движения при их передвижке. Различают углы падения пласта вдоль лавы и по падению (восстанию) пласта. С увеличением угла падения пласта при работе по простиранию ухудшается устойчивость, увеличивается тенденция к сползанию секций крепи, осложняется управляемость крепью в плоскости пласта и т.д. При работе по падению и восстанию увеличение угла падения также ухудшает условия работы крепи и комплекса – затрудняется погрузка угля на забойный конвейер, уменьшается устойчивость комбайна, ухудшаются условия прохода для людей, увеличивается давление обрушенных пород на ограждения секций (при работе по падению) или ухудшаются условия в призабойном пространстве из-за отжима угля (при работе по восстанию).

Выбор механизированной крепи производится строго в соответствии с технической характеристикой крепи и обязательным учетом колебаний угла падения пласта по всему выемочному столбу.

### **2.4.1.1.4. Выбор механизированной крепи по несущей способности почвы**

Несущая способность почвы характеризуется прочностью пород почвы на вдавливание. По прочности на вдавливание породы почвы делят на две группы: прочные с пределом прочности на вдавливание  $\sigma_{вд} \geq 2$  МПа и слабые с  $\sigma_{вд} < 2$  МПа.

Условие выбора механизированной крепи по указанному ограничивающему фактору заключается в том, что максимальное давление на почву пласта, создаваемое секциями механизированной крепи при их взаимодействии с породами кровли, не должно превышать несущей способности почвы. В противном случае возможно внедрение оснований в почву и затруднение или даже невозможность их передвижки. При выборе крепи по данному параметру необходимо учитывать следующее:

1. В технических характеристиках крепей приводится величина среднего удельного давления на почву, определяемая как отношение сопротивления секции крепи к площади контакта секции с почвой при условии равномерного сплошного контакта. Фактически эпюра давления оснований секций крепи на почву пласта отличает-

ся от равномерной, и нередко удельное давление у передней кромки основания в несколько раз больше среднего. Для этого необходимо выполнить соответствующий расчет.

2. Некоторые породы почвы имеют несущую способность, уменьшающуюся при увеличении обводненности пласта. Для обеспечения возможности работы механизированных крепей на пластах с размокающей почвой необходимо обеспечить скорость подвигания очистного забоя не менее 3,5–4 м/сут. Это достигается как за счет выбора крепи с максимальной скоростью крепления, так и за счет применения аппаратуры автоматизации. Также возможность отработки пластов со слабой почвой может быть реализована за счет применения непрерывной рабочей недели, рационального проектирования горных работ, например при работе комплексов по восстанию, и применения мероприятий по отводу воды из призабойной зоны. На обводненных пластах также рекомендуется производить предварительное осушение выемочных полей при помощи специальных дренажных выработок и скважин.

#### 2.4.1.1.5. Выбор механизированной крепи по мощности пласта. Определение типоразмера крепи

Типоразмер крепи должен быть выбран таким образом, чтобы были исключены потери угля или засорение угля пустой породой из-за недостаточной или излишней раздвижности крепи. При этом следует ориентироваться на то, что в настоящее время созданы механизированные крепи для отработки пластов мощностью до 6 м.

Типоразмер механизированной крепи определяется следующими условиями:

$$H_{\min} \leq m_{\min}(1 - \alpha' l_3) - \theta, \quad (2.1)$$

$$H_{\max} \geq m_{\max}(1 - \alpha' l_{\Pi}), \quad (2.2)$$

где  $H_{\min}$  и  $H_{\max}$  – минимальная и максимальная конструктивная высота крепи, м;  $m_{\min}$  – минимальная мощность пласта, м;  $m_{\max}$  – максимальная мощность пласта, м;  $l_{\Pi}$  – наименьшее расстояние от забоя до оси передней гидростойки, м;  $l_3$  – наибольшее расстояние от забоя до оси задней гидростойки, м;  $\alpha'$  – коэффициент сближения боковых пород,  $\text{м}^{-1}$  (в условиях Кузбасса для пластов с углами падения до  $35^\circ$  составляет  $0,05 \text{ м}^{-1}$  и более  $35^\circ$  –  $0,03 \text{ м}^{-1}$ );  $\theta$  – запас раздвижности гидростоек на разгрузку, который для  $m > 1$  м должен быть не менее  $0,05$  м.



Для двухрядных крепей:

$$l_3 = a + d + B, \quad (2.3)$$

где  $l_3$  – наибольшее расстояние от забоя до задней гидростойки, м;  
 $a$  – расстояние от задней гидростойки до передней кромки козырька, м;

Расстояние от забоя до передней кромки козырька, м [2]:

$$d = 0,3 + 0,04(m-1), \quad (2.4)$$

$B$  – ширина захвата комбайна, м.

$$l_{II} = c + d, \quad (2.5)$$

где  $l_{II}$  – наименьшее расстояние от забоя до передней гидростойки, м;  
 $c$  – расстояние от передней гидростойки до передней кромки козырька, м.

Для однорядных крепей:

$$l_3 = c + d + B, \quad (2.6)$$

где  $l_3$  – наибольшее расстояние от забоя до гидростойки, м;  $B$  – ширина захвата комбайна, м.

$$l_{II} = c + d.$$

Привести эскиз секции механизированной крепи с указанием вышеприведенных размеров. Пример выполнения эскиза секции механизированной крепи с указанием необходимых размеров и оборудования, с которым взаимодействует механизированная крепь, приведен на рис. 2.3.

Площадь сечения для прохода воздуха для всех типов крепи, если она не приведена в технической характеристике, приблизительно определяется произведением значения  $(a + d)$  и средней мощности вынимаемого пласта

$$S = m(a + d). \quad (2.7)$$

Значения  $a$  и  $c$  приведены в прил. 3.

Поскольку мощности угольных пластов в ряде случаев превышают максимальную конструктивную раздвижность современных механизированных крепей, то для отработки пластов с мощностью более 6 м необходимо применять слоевые системы отработки с применением имеющегося парка механизированных крепей или вести выемку угля с выпуском угля специальными типами механизированных крепей.

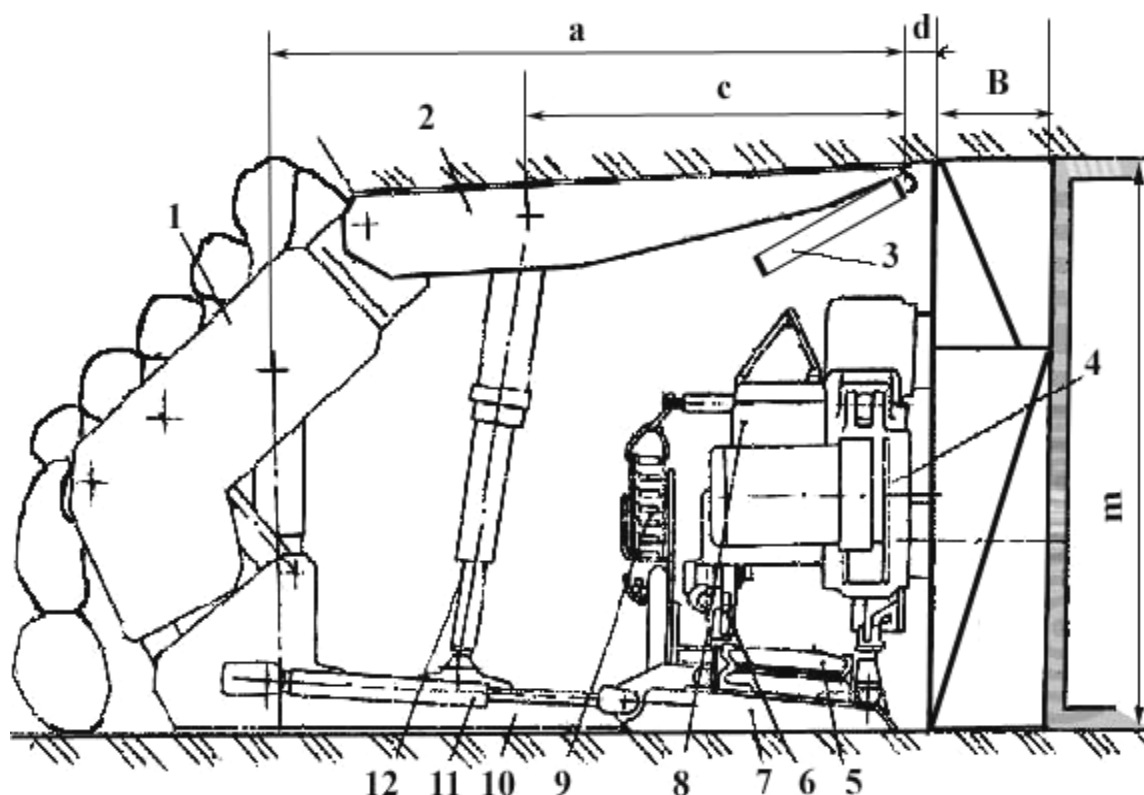


Рис. 2.3. Линейная секция крепи: 1 – ограждение; 2 – перекрытие; 3 – противоотжимный щит; 4 – поворотный редуктор со шнеком комбайна; 5 – конвейер; 6 – рейка бесцепной системы подачи; 7 – рама конвейера; 8 – комбайн; 9 – кабелеукладчик; 10 – основание секции крепи; 11 – домкраты передвижки секции крепи; 12 – гидростойки

С целью выемки таких пластов разработаны механизированные крепи с выпуском угля из междуслоевой или подкровельной части пласта. Специальные типы крепей оснащаются дополнительным оборудованием для возведения гибкого перекрытия в завальной части секции, люками для выпуска угля в ограждающей части секции и устройствами для разрушения угля из междуслоевой или подкровельной пачки (КНKM) или гидравлически управляемым затвором, под защитой которого находится завальный конвейер (МКЮ 4В–17/30 и М138 ВПТ). Условия применения и технические характеристики механизированных крепей с выпуском угля приведены в прил. 4.

В данном разделе необходимо привести все типы крепей, удовлетворяющих нагрузочным свойствам основной устойчивости непосредственной кровли, несущей способности почвы, углу паде-

ния пласта, и принимаемый тип, а также типоразмер крепи исходя из обеспечения выемки всей мощности пласта.

Если условия (2.1) и (2.2) выполнены, то по типу крепи определяется тип комплекса (агрегата).

#### **2.4.1.2. Выбор механизированной крепи сопряжения**

В соответствии с требованиями действующих Правил безопасности в угольных шахтах [20] сопряжения очистных выработок с конвейерным и вентиляционным штреками должны быть закреплены механизированной передвижной крепью.

Для крепления и защиты сопряжений лавы с конвейерным и вентиляционным штреками, надежного закрепления и удержания приводных станций струговых установок, забойных скребковых конвейеров служат механизированные крепи сопряжений и гидрофицированные столы (распорные устройства). Выбор крепей сопряжения осуществляется с учетом следующего:

1. Тип механизированной крепи сопряжения лавы с вентиляционным или конвейерным штреками принимать с учетом рекомендаций завода-изготовителя.

2. Сопротивление крепи сопряжения должно быть не менее 150–200 кН/м для пластов со средней по нагрузочным свойствам кровлей и не менее 200–300 кН/м – для тяжелой кровли. Для пластов большей мощности принимаются большие значения сопротивления.

3. Шаг передвижки должен соответствовать шагу передвижки лавной крепи.

4. Давление оснований крепи сопряжения на почву выработок не должно превышать сопротивления почвы вдавливанию.

5. Диапазон раздвижности крепи сопряжения должен соответствовать высоте выработки в свету.

Проверка соответствия выбираемой крепи условиям применения осуществляется для наиболее неблагоприятных условий, т.е. с учетом максимальной обводненности.

Технические характеристики некоторых типов секций механизированных крепей, а также крепей сопряжений приведены в прил. 3, 4, 5, 19.

### 2.4.1.3. Выбор выемочной машины

В зависимости от вида выемочной машины различают комбайновые или струговые механизированные комплексы. На тонких и весьма тонких угольных пластах ( $m < 1$  м) для обеспечения безлюдной выемки угля могут применяться бурошнековые установки. Бурошнековые установки обеспечивают выбуривание пласта угля полосами различной ширины со стороны конвейерного и вентиляционного штреков без крепления выработанного пространства. Производительность таких установок составляет 150–300 т/сут.

Как инженерные расчеты, так и опыт эксплуатации показывают, что в лавах на пластах мощностью до 1,5–1,6 м следует применять исключительно струги. Современная струговая установка, управляемая по гипсометрии пласта, с регулируемой скоростью и глубиной резания с применением системы дозированной выемки – это новый уровень управления. Лучший достигнутый показатель добычи в ближнем зарубежье (Донбассе) – 11000 т/сут, а в дальнем зарубежье – 22000 т/сут.

На пластах мощностью более 1,5–1,6 м безусловное лидерство получили очистные комбайны со шнековыми исполнительными органами. При их применении среднесуточная добыча составляет 3–5 тыс. т, а наилучших зарубежных – до 1 млн. т/мес.

В каждом механизированном комплексе одного наименования могут применяться несколько типов узкозахватных комбайнов или струговых установок, поэтому задача выбора выемочной машины сводится к анализу соответствия конструкции и параметров этих машин условиям применения на данном угольном пласте. Технические характеристики и область применения некоторых выемочных комбайнов приведены в прил. 6, 6.1, струговых установок – в прил. 7, бурошнековых установок – в прил. 8.

С учетом ограничивающих факторов (углы падения пласта вдоль лавы  $\alpha$ , по падению  $\alpha_{\text{п}}$  и по восстанию  $\alpha_{\text{в}}$  пласта, сопротивляемость угля резанию  $A_{\text{р}}$ , мощность пласта  $m$  и сопротивляемость резанию породных прослоек  $A_{\text{рпш}}$  и т.д.) выбранная выемочная машина должна обеспечивать высокопроизводительную работу всего комплекса.

Под сопротивляемостью резанию понимают способность углей и угольных пластов противостоят механическим воздействиям при их резании рабочим инструментом. Различают сопротивляемость уг-

ля резанию в неотжатой зоне массива пласта  $A_p$  (Н/мм), сопротивляемость угля резанию на поверхности угольного пласта  $A_{заб}$  (Н/мм) и сопротивляемость пласта резанию с учетом породных прослоек пласта –  $A_{рпп}$  (Н/мм).

При наличии в угольном пласте породных прослоек сопротивляемость пласта резанию составит [9]:

$$A_{рпп} = \frac{\sum \bar{A}_p m_{уг} + \sum \bar{A}_{пр} m_{пр}}{m}, \quad (2.8)$$

где  $\bar{A}_p$  и  $\bar{A}_{пр}$  – среднеарифметическая сопротивляемость резанию угольных пачек и породных прослоек, Н/мм;  $m_{уг}$ ,  $m_{пр}$  – мощности угольных пачек и породных прослоек, м;

$$m = m_{уг} + m_{пр} – \text{мощность угольного пласта, м.}$$

Сопротивляемость углей резанию существенно зависит от степени проявления отжима угольного пласта, который в свою очередь зависит от характеристики угольного пласта и вмещающих пород, мощности, угла залегания пласта, скорости подвигания очистного забоя, ширины захвата исполнительного органа, длины забоя и других причин.

Фактический показатель сопротивляемости угля резанию на поверхности забоя определяется [9]:

$$A_{заб} = \kappa_{от} A_{рпп}, \quad (2.9)$$

где  $\kappa_{от}$  – коэффициент отжима, учитывающий снижение сопротивляемости угля резанию по сравнению с неотжатой зоной ( $\kappa_{от} = 0,2-1,0$ ).

Коэффициент  $\kappa_{от}$ , учитывающий влияние отжима угля в зоне работы исполнительного органа, определяется [21]:

$$\kappa_{от} = \kappa_{от}^1 + \frac{B + cm}{B + dm}, \quad (2.10)$$

где  $\kappa_{от}^1$  – значение коэффициента отжима на кромке забоя;  $B$  – ширина захвата, м;  $c$  и  $d$  – коэффициенты, зависящие от свойств пласта:

– для вязких углей  $\kappa_{от}^1 = 0,48$ ;  $c = 0,1$  и  $d = 1,0$ ;

– для хрупких углей  $\kappa_{от}^1 = 0,36$ ;  $c = 0,36$  и  $d = 0,7$ ;

– для весьма хрупких  $\kappa_{от}^1 = 0,28$ ;  $c = 0,05$  и  $d = 0,63$ .

### 2.4.1.3.1. Выбор струговой установки

Струговая выемка обладает рядом преимуществ, к которым относятся снижение трудоемкости управления из-за отсутствия необходимости нахождения обслуживающего персонала у выемочной машины (струга) во время ее работы, высокие технико-экономические показатели работы. Поэтому при выборе выемочной машины для пластов мощностью  $m < 1,8$  м предпочтение следует отдавать струговым установкам (см. прил. 7 и рис. 2.4). На тонких пластах производительность струговой установки в 2,5 раза выше, чем производительность комбайна. Струговую установку выбирают при условии спокойного залегания угольного пласта (колебание угла падения пласта не более  $2^\circ$ ), устойчивой кровле (не ниже средней) и хорошо отделяющейся подкровельной пачки угля, а также при сопротивляемости резанию  $A_{\text{уг}} \leq 180$  Н/мм [22]. При струговой выемке отделение угля от массива осуществляется тонкими стружками глубиной 0,05–0,15 м.

Струговые установки могут работать как с индивидуальными крепями, так и в комплексе с механизированными крепями.

Существует три типа струговых установок [8, 10, 12, 13, 14]:

Струговые установки отрывного типа (рис. 2.4, а): УСТ2В, УСТ2М, УСТ2Э, СО75М, СО75М-50, СО90, УСВ2, 2СО3413 (Россия), “Швертхобель”, “Райсхакенхобель” S2, S3, S4 (Германия), СВС4У (Польша), PL-8А, PL9 (Чехия), отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается со стороны выработанного пространства, а исполнительный орган 1 снабжен подконвейерной плитой 2, движущейся по почве пласта.

Раньше отрывные струговые установки работали таким образом, что во время движения струга рештачный став конвейера отжимался от забоя на ширину струга и снова прижимался гидropередвижчиком к забою после прохода струга. В настоящее время струговые установки (2СО3413, Швертхобель) работают без отжатия рештачного става.

Струговые установки скользящего типа (рис. 2.4, б): СН75, 1СН99, СН99, СН96, СН.06, 2СН3413 (Россия), “Гляйтхобель” серий GH7-26, GH9-30V, GH10-34, “Компактхобель” серии КН2 и КН3 (Германия), СВС-5 (Польша), PL9 (Чехия), отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается с забойной стороны рештачного става 5 конвейера, а исполнительный орган 1 перемещается (“скользит”) по специальной наклонной направляющей 6, закрепленной на забойной стороне конвейера.

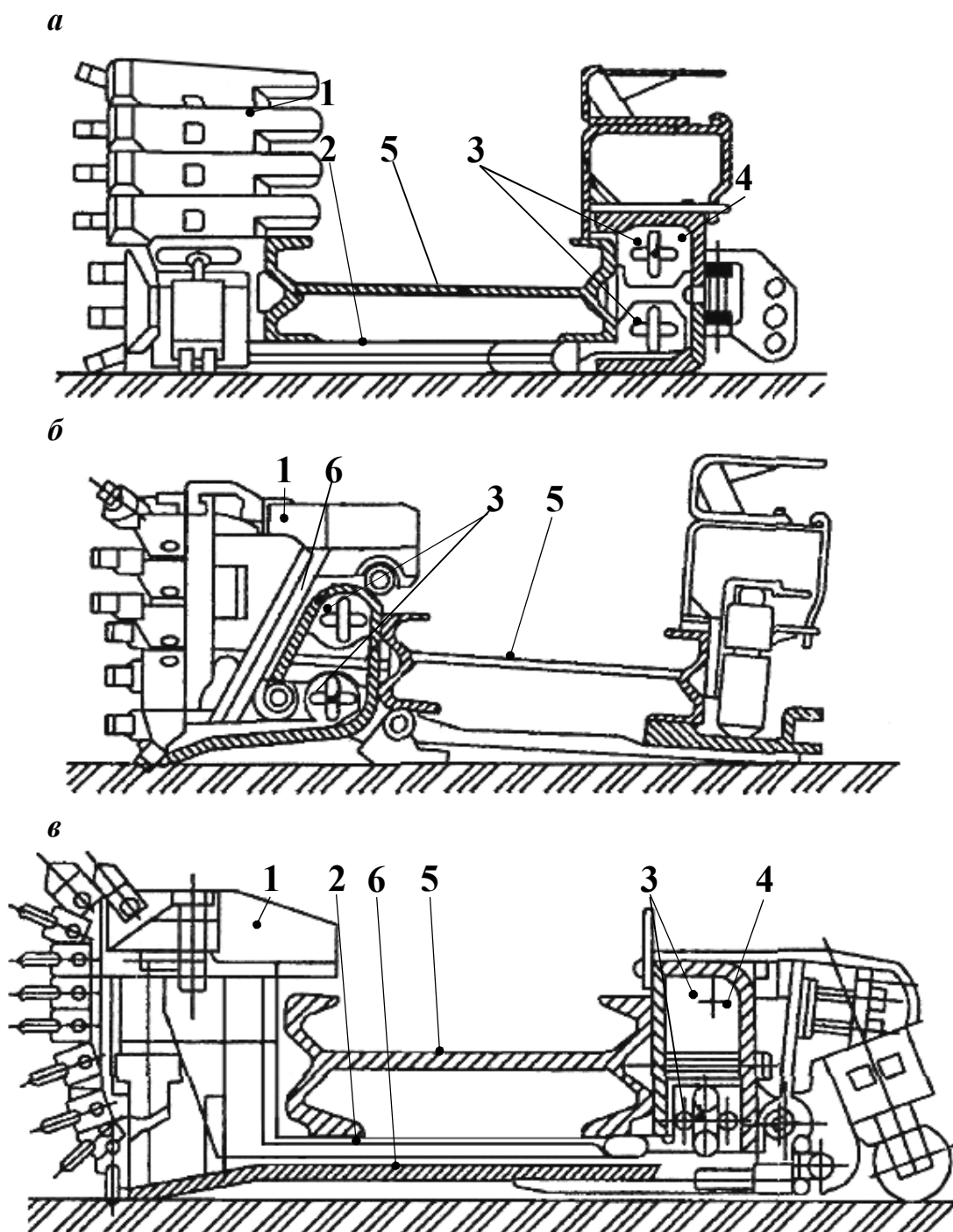


Рис. 2.4. Типы струговых установок:

1 – исполнительный орган; 2 – подконвейерная плита; 3 – тяговая цепь; 4 – защитный кожух; 5 – конвейер; 6 – специальная направляющая

*Струговые установки комбинированного типа* (рис. 2.4, в): ЗСКП (Россия), “Гляйтшwertхобель” (Германия), отличаются тем, что тяговый орган 3 располагается со стороны выработанного пространства, исполнительный орган снабжен плитой 2, движущейся

по специальной направляющей 6, расположенной между почвой пласта и решачным ставом 5 конвейера.

Струговые установки отрывного типа обозначаются буквами СО, скользящего – СН, комбинированного типа – СК. Типоразмер и применяемость по углу падения пласта струговой установки определяется в соответствии с ГОСТ 28629–90 [22].

Выделяют четыре класса струговых установок: легкого класса; среднего класса; тяжелого класса; сверхтяжелого класса. Основные характеристики различных классов струговых установок приведены в табл. 2.6.

Таблица 2.6

## Основные характеристики различных классов струговых установок

Класс струговых установок	Мощность приводов струга, кВт	Калибр цепи струга, мм	Сечение конвейера, м <sup>2</sup>	Калибр цепи конвейера, мм	Мощность приводов конвейера, кВт	Теор. произв. струга, т/мин	Вынимаемая мощность пласта, м
Легкий	До 400	30×108	До 0,20	18×64	320	До 10	0,85–1,1
Средний	400–630	34×126	0,20–0,30	26×92 30×108	320–630	10–15	0,95–1,5
Тяжелый	630–1260	38×137	0,30–0,50	30×108 38×137	630–800	15–25	1,1–1,65
Сверхтяжелый	1260–2000	42×152 и более	> 0,50	42×152	800–1600	25–35	1,2–2,0

Эффективное разрушение угольного пласта стругом с минимальной энергоемкостью выемки в значительной степени зависит от схемы расположения резцов на струге (рис. 2.5), шага расстановки резцов (шага резания), а также от конструктивных параметров самих резцов. В отечественных стругах средний рациональный шаг резания составляет от 70 до 90 мм.

Схема расположения резцов в почвенной группе имеет определяющее значение в обеспечении эффективности разрушения угольного пласта стругом. Почвенные резцы определяют толщину стружки, снимаемую стругом, и работают в наиболее тяжелых условиях. Почвенные резцы контактируют с почвой, крепость кото-



рой, как правило, значительно выше крепости угля, и работают в условиях заблокированного резания.

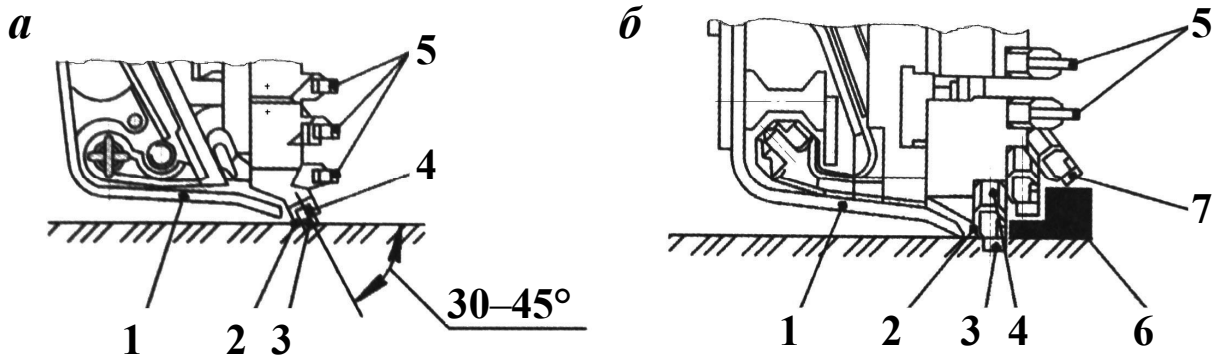


Рис. 2.5. Схемы расположения нижнего (почвенного) резца: *а* – расположение резца под углом к почве; *б* – расположение резца нормально к почве; 1 – угольник направляющей струга; 2 – зона интенсивного износа; 3 – резец почвенный; 4 – резцедержатель; 5 – резцы линейной группы; 6 – угольный уступ; 7 – резец надпочвенный

Как правило, в стругах применяются две схемы расположения почвенного резца 3 относительно почвы (см. рис. 2.5).

Расположение почвенного резца под углом  $30\text{--}45^\circ$  относительно почвы (рис. 2.5, *а*) применяют в стругах, предназначенных для выемки пластов угля с сопротивляемостью угля резанию до  $100\text{ кН/м}$ , незначительной абразивностью с хорошим отжимом угля в забое горным давлением. При применении данной схемы расположения почвенного резца для разрушения более крепких углей и антрацитов, имеющих повышенную абразивность, происходит интенсивный износ резцедержателей 4 почвенных державок, особенно в зоне интенсивного износа, расположенной у почвы и незащищенной резцами. Особенно интенсивно происходит износ резцедержателей 4 при применении в качестве резцов линейной группы 5 тангенциальных резцов, имеющих большой вылет и свойство самозатягивания в забой составляющими сил резания.

Расположение почвенного резца 3 перпендикулярно почве или с наклоном в забой не более  $5^\circ$  (рис. 2.5, *б*) находит все большее применение в стругах. В данной схеме почвенный резец 3 совместно с надпочвенным резцом 7 формируют у почвы пласта угольный уступ 6, который обеспечивает равномерное прилегание носка угольника 1 направляющей струга к забою при передвижке рештач-

ного става конвейера, что в свою очередь обеспечивает стабильность толщины стружки, снимаемой стругом.

В данной схеме также обеспечивается эффективная защита почвенным резцом 3 резцедержателя 4, находящегося у почвы в зоне 2 интенсивного износа, что значительно снижает износ резцедержателей.

При эксплуатационных испытаниях струговых установок СО90У, СН96, ЗСКП, СН.06 нижние резцедержатели со схемой расположения почвенных резцов (см. рис. 2.5, б) не заменялись по причине износа в течение года, при этом среднесуточная добыча достигала 2000–2200 т угля.

Режущий инструмент струговых установок включает линейные и почвенные резцы.

*Резцы линейные* производят отделение угля в одной плоскости от угольного забоя.

*Резцы почвенные* производят отделение угля в двух плоскостях – от угольного забоя и почвы и работают в наиболее тяжелых условиях. Поэтому резцы почвенные выполнены с твердосплавной армировкой и режущими кромками, ориентированными относительно забоя и почвы.

Для стругового инструмента характерно разделение его исполнений *по функциональным признакам*, связанное с особенностями обработки забоя. *Струговые резцы отличаются от комбайновых большей шириной режущей части и меньшими значениями углов заострения.* Инструментом струговых установок является комплект резцов и вставок, конструкции которых определяются их положением на исполнительном органе из условия обеспечения наиболее эффективного разрушения угольного пласта. На рис. 2.6 приведены конструкции стругового инструмента, а в прил. 7.1 и 7.2 – технические характеристики резцов.

Резцы РС1 (рис. 2.6, а) и РС2 (рис. 2.6, б) предназначены для стругов типа УСТ при выемке углей с сопротивляемостью резанию в неотжатой зоне до 230 кН/м и состоят из стального корпуса и сменной режущей части, что позволяет многократно использовать корпуса резцов. Корпуса изготавливаются из стали марки Ст.45 с последующей термообработкой. Поверхности корпусов, подвергаемые в процессе эксплуатации абразивному износу, наплавляются электродами Т-590. В качестве режущей части используются: в рез-

цах РС1 – вставки СТВ.03 (рис. 2.6, а), в резцах РС2 – вставки ВК1 (рис. 2.6, в).

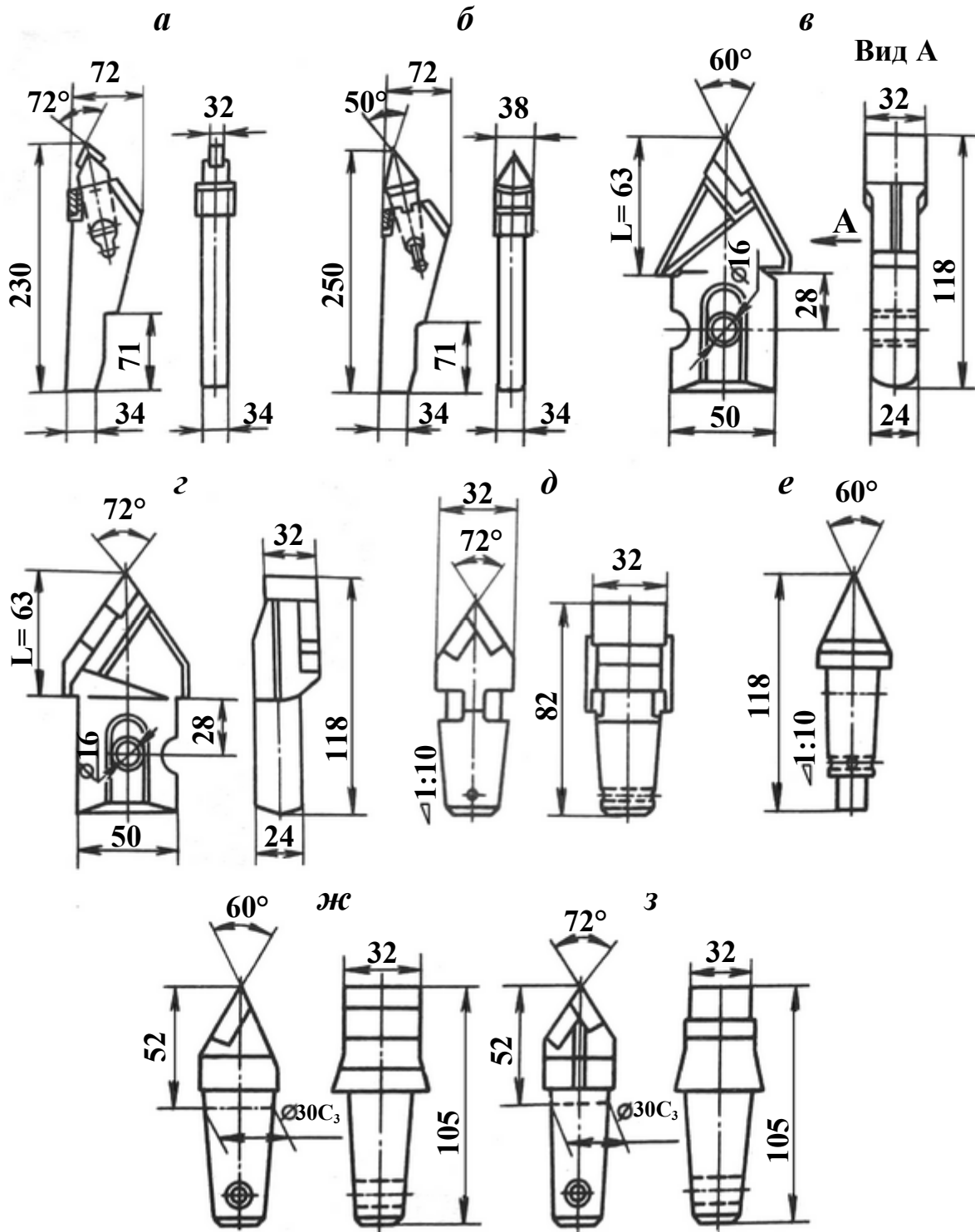


Рис. 2.6. Конструкции резцов и вставок струговых установок

Корпуса вставок изготавливаются из стали марки 35ХГСА и после напайки пластинок твердого сплава высокопрочным припоем АНМЦ06-04-2 подвергаются закалке. Режущая часть вставок

СТВ.03 армируется двумя пластинками твердого сплава: рабочей (ВК15), защитной (ВК8). Режущая часть вставки ВК1 армируется твердым сплавом в виде конуса с углом заострения 60°.

Струговые резцы РС3 (рис. 2.6, в) и РС4 (рис. 2.6, г) предназначены для струговых установок СН75 при выемке углей с сопротивляемостью резанию до 300 кН/м. Резцы РС4 изготавливаются двух исполнений: правого и левого и служат в качестве почвенных резцов, резцы РС3 устанавливаются в линейной части струга.

Сечение хвостовиков резцов РС3 и РС4 – прямоугольное со скругленными меньшими сторонами. Крепление резцов в резцедержателях на корпусе струга осуществляется шариком, для чего на одной из боковых сторон хвостовика имеется углубление.

Вставки СТВ.04 (рис. 2.6, ж) и СТВ.05 (рис. 2.6, з) предназначены для стругов СН75 и С075. Корпуса этих вставок выполнены из стали марки 35ХГСА и после напайки пластинок твердого сплава подвергаются закалке. Хвостовики вставок выполнены с конусностью 1:10, что обеспечивает их прочное соединение с корпусами резцов.

*Линейные резцы* РС3, РС6, РС9 и РС10 (прил. 7.2) входят в состав линейной группы резцов. *Почвенные резцы* РС4, РС8, РС11 входят в состав кровельной (верхней) и почвенной (нижней) групп резцов, работающих в наиболее тяжелых условиях. Они периодически или постоянно строгают породу почвы, обладающей, как правило, значительно большей, чем уголь, сопротивляемостью резанию и абразивностью. Корпуса резцов изготавливают из стали 35ХГСА, 30ХГСА.

Для отечественных струговых установок УСТ, С075, СН75, С090, СН96 было создано и освоено серийное производство резцов РС3, РС4, РС6 и РС7, предназначенных для работы по углям сопротивляемостью резанию до 300 кН/м (прил. 7.2), а для импортных струговых установок фирмы “ДВТ” – резцы РЛ110 и РЛ155, которые не уступают импортным резцам по эксплуатационным показателям.

На современных стругах применяются модернизированные струговые резцедержатели С075.11.00.033, предназначенные для крепления унифицированных струговых резцов без центрального отверстия.

Комплексы струговые очистные отечественного и зарубежного производства выполнены на базе *струговых установок и крепей* и предназначены для комплексной механизации отбойки, погрузки и доставки угля, подачи струговой установки на забой, крепления и

управления кровлей при выемке угольных пластов, а также защиты рабочего пространства от обрушенных пород.

Основные производители отечественных комплексов очистных струговых: МКД90С, КМС97М – ОАО “Каменский машзавод” (г. Каменск-Шахтинский, Ростовской обл.), 2МКС125, 2МКС216, 2МКС220, 1МКС122, МКД90С, КМС97М – ЗАО “Ростовгормаш” (г. Гуково, Ростовской обл.), 2МКС125 – ООО “Юрмаш” (г. Юрга, Кемеровской обл.).

Ниже перечислены комплексы очистные струговые (включающие в себя струговые установки и крепи).

*Отечественные:* 2МКС216, 2МКС220 (2СН3413 и 2КС216, 2КС220); 1МКС122 (СО75М-50, 1СН99, 2СО3413, 2СН3413 и КС122); 2МКС125 (2СН3413 и 2КС215(2КСТ)); МКД90С (2СО3413 и КД90С); МКД90СН (2СН3413 и КД90С); КМС97М (СО75М-50, СН75 и МК98). *Зарубежные комплексы:* “Дон-Фалия-1” (GS34N “Гляйтшвертхобель” и BS2.1X), “Дон-Фалия-5” (“Гляйтхобель” 9/34 и WS1.7, 70/150-2xSN2-1655 kH) Германия.

На рис. 2.7 представлен комплекс струговый механизированный 1КМС97, выполненный на базе крепи 1 (МК98 комплектной, двухрядной, четырехстоечной, поддерживающей) и одной из струговых установок 2, отрывного типа СО75М-50 или скользящего типа СН75.

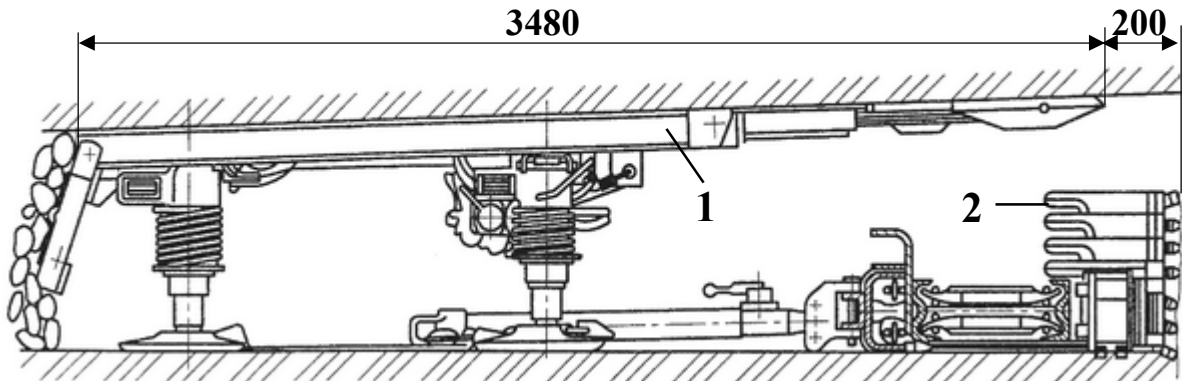


Рис. 2.7. Комплекс струговый механизированный 1КМС97:  
1 – крепь; 2 – струговая установка

Основные производители *отечественных* механизированных крепей для струговых комплексов: МК98, КД90С – ОАО “Каменский машзавод” (г. Каменск-Шахтинский, Ростовской обл.), 2КС216, 2КС220, 1КС122(КС) – ЗАО “Ростовгормаш” (г. Гуково, Ростовской обл.), 2КС125 – ООО “Юрмаш” (г. Юрга, Кемеровской обл.).

Основные производители *зарубежных* струговых механизированных крепей: ДМС – Дружковский машзавод (г. Дружковка, Донецкой обл., Украина), GLINIK-066/16-OzS, GLINIK-06/15(07/15)-POzS –

фирма “Глинник” (Польша), VDOS 05/15 – фирма “Острой” (Чехия), BS2.1X, WS1.7, 70/150-2x1655 кН – фирма “ДБТ” (Германия).

#### 2.4.1.3.2. Выбор очистного комбайна

На пластах мощностью  $m > 1,5–1,6$  м рационально применять узкозахватные комбайны со шнековым исполнительным органом.

В соответствии с п. 152 требований Правил безопасности в угольных шахтах [20] в комплексно-механизированных забоях должны применяться комбайны с бесцепной системой подачи.

Ширина захвата комбайна должна соответствовать шагу передвижки крепи. Выбор ширины захвата в зависимости от мощности вынимаемого пласта выполняется по прил. 6, 6.1.

Диаметр шнекового исполнительного органа очистного комбайна  $D$  выбирается из расчета полной обработки забоя, допуская при максимальной мощности пласта наличие подкровельной легкообрушаемой пачки угля. В большинстве случаев диаметр исполнительного органа определяется как:

$$D = \frac{m_{\max}}{2}, \quad (2.11)$$

где  $m_{\max}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м.

Полученные значения диаметра шнека уточняются по нормальному ряду унифицированных шнеков [11, 23], и принимается ближайший больший типоразмер. Рекомендации по выбору параметров исполнительных органов и типоразмеров резцов приведены в прил. 9.

В разделе приводятся типы очистных комбайнов, удовлетворяющих заданным горно-геологическим условиям, увязанных для работы с выбранным типоразмером механизированной крепи.

Анализ характеристик более 130 отечественных и импортных очистных комбайнов, более 30 фирм и заводов горного машиностроения, используемых на мощных и средней мощности угольных пластах, показал, что с изменением диаметра шнека с 1,3 до 3,9 м конструкторы вынуждены увеличивать потребляемую мощность приводов вращения шнеков очистного комбайна, а именно с  $2 \times 90$  кВт до  $2 \times 1250$  кВт (рис. 2.8) [24].

Зарубежные и отечественные очистные комбайны оснащаются шнеками диаметром 0,56; 0,7; 0,75; 0,8; 0,9; 0,95; 1,0; 1,1; 1,12; 1,25; 1,35; 1,4; 1,5; 1,6; 1,8; 2,0; 2,2; 2,25; 2,3; 2,36; 2,4; 2,44; 2,5; 2,75; 2,8; 3,0; 3,2; 3,4; 3,6 и 3,9 м с шириной захвата 0,5; 0,6; 0,63; 0,65; 0,686;

0,7; 0,75; 0,762; 0,8; 0,85; 0,865; 0,9; 0,95; 0,955; 0,98; 1,0; 1,02; 1,05; 1,1; 1,22 м.

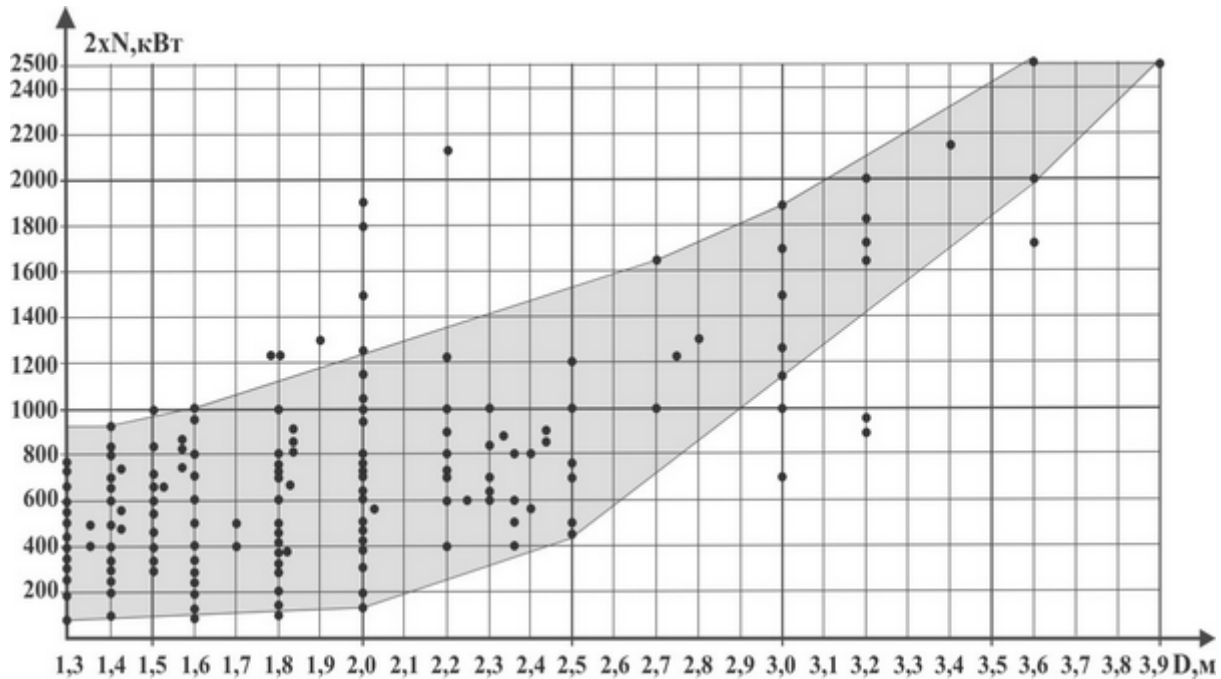


Рис. 2.8. Зависимости потребляемой мощности  $N$  приводов вращения шнеков очистных комбайнов от диаметра  $D$  шнеков

Ниже представлены очистные комбайны (рис. 2.9) [24], которые можно выделить в отдельную группу “тяжеловесов”, как самых больших и наиболее мощных, запущенных в эксплуатацию.

Комбайн фирмы “Айкхофф Бергбаутехник ГмбХ” SL-1000 (рис. 2.9, а) эксплуатируется на китайских шахтах на пластах мощностью до 6,2 м; с напряжением питания 3,3 кВ (50 Гц) и мощностью двигателей  $2 \times 1080$  кВт, которые вращают шнеки диаметром 2,2–3,4 м.

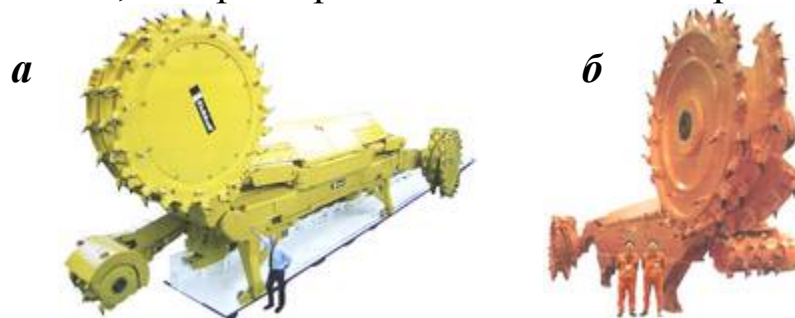


Рис. 2.9. Очистные комбайны: а – SL 1000; б – Joy 7LS7

Компания “Joy Mining Machinery” разработала и изготовила очистные комбайны моделей 7LS7 (рис. 2.9, б) и 7LS8 с шириной

захвата – 0,955; 1,0 и 1,03 м. Модель 7LS7 запущена в эксплуатацию на угольной шахте Шеньдон Коул Бранч в Китае на пластах мощностью 3,5–6,86 м. При этом максимальный диаметр шнеков может составлять 3,2 и 3,6 м. Комбайн с суммарной установленной мощностью 2345 кВт включает в себя два двигателя, вращающих шнеки, мощностью 860 или 1000 кВт с напряжением питания 3,3 кВ (50 Гц). Модель комбайна 7LS8 предназначена для выемки пластов мощностью до 8,17 м и имеет максимальный диаметр шнеков 3,6 и 3,9 м. При этом максимальная мощность двигателей на вращение шнеков составляет  $2 \times 1250$  кВт.

Производительность горной машины обуславливается двумя основными параметрами – ее энерговооруженностью и удельными энергозатратами процесса разрушения породы (угля). За последние 30 лет энерговооруженность горных машин существенно возросла. Например, для очистных комбайнов, работающих на мощных и средней мощности пластах, она увеличилась в 15–20 раз. Решив техническую задачу с первым параметром, конструкторы вынуждены были обратить особое внимание на снижение энергозатрат процесса разрушения породы (угля).

Это, естественно, вызвало необходимость разработки новых конструкций режущих инструментов, материалов для их изготовления, обоснования рациональных параметров резцов, позволяющих снизить удельные энергозатраты, повысить их прочность и стойкость. Например, параметр “вылет резца” для радиальных резцов изменялся вслед за ростом энерговооруженности очистных комбайнов вначале с 65 до 80 мм, а в последние годы уже с 80 до 100 мм.

Правильный выбор режущего инструмента, схемы его расстановки и крепления на исполнительном органе, позволяет увеличить производительность горной машины, обеспечивает снижение расхода резцов, сокращает время на их замену. Новый режущий инструмент имеет более широкую область применения: резцы очистных комбайнов до  $f = 6$ , резцы проходческих комбайнов до  $f \leq 8$ .

При проектировании режущего инструмента в последнее время учтен многолетний опыт эксплуатации этого вида инструмента на горных машинах. Современные резцы имеют рациональные параметры, что обеспечивает значительное уменьшение удельных энергозатрат процесса разрушения породы (угля).



### 2.4.1.3.3. Определения, обозначения и сокращения по резцам

Согласно ГОСТ Р 51047–97 [25] применяют следующие термины с соответствующими определениями и обозначениями:

*Резец* – рабочий инструмент очистных и проходческих комбайнов, состоящий из державки и закрепленной в ней (на ней) армирующей вставки или пластины (твердосплавных изделий).

*Твердосплавные изделия* – изделия, изготовленные из твердых сплавов различных марок по специальной технологии.

*Радиальный резец* (обозначение типа – Р) – резец, державка которого установлена перпендикулярно к поверхности резания (перпендикулярно к плоскости, проходящей через вектор скорости резания). Типовые признаки описаны ниже.

*Тангенциальный резец* (обозначение типа – Т) – резец, державка которого установлена наклонно к поверхности резания (наклонно к плоскости, проходящей через вектор скорости резания). Типовые признаки описаны ниже.

*Тангенциальный неповоротный резец* (обозначение исполнения – ТН) – резец, в процессе работы неподвижный относительно продольной оси державки.

*Тангенциальный поворотный резец* (обозначение исполнения – ТП) – резец, в процессе работы подвижный относительно продольной оси державки (продольной оси гнезда резцедержателя).

Конструктивный вылет резца  $l$  – расстояние от опорной поверхности или места заделки резца в резцедержатель до перпендикуляра к продольной оси резца, проведенного через вершину режущей кромки.

*Тангенциальный вылет резца  $t$*  – расстояние от вершины режущей кромки до продольной оси державки.

*Длина хвостовика  $l_1$*  – длина части резца, закрепленной в гнезде резцедержателя.

*Прямоугольный хвостовик* – хвостовик, имеющий прямоугольное сечение шириной  $H$  и толщиной  $B$ .

*Круглый хвостовик* – хвостовик, имеющий круглое сечение, определяемое диаметром  $D$ .

*Угол заострения резца  $\beta$*  – угол между передней и задней поверхностями режущей части резца в продольной плоскости его симметрии.

*Задний конструктивный угол  $\alpha$*  – угол между задней поверхностью режущей части резца и перпендикуляром к продольной оси резца в продольной плоскости его симметрии.

*Режущая способность резца  $H_w$*  – удельная энергия резания эталонной породы в регламентированном режиме. Параметры регламентированного режима резания – толщина  $h$  и ширина  $t$  стружки после прохода резца.

*Прочность соединения армирующей вставки с державкой* – сила сдвига (отрыва), установленная при разрушении соединения.

*Прочность резца* – сила разрушения хотя бы одного элемента резца, установленная при нагружении резца нагрузкой, указанной в технических условиях (ТУ).

*Относительная взрывобезопасность резца* – длина пути резания испытываемым резцом эталонной породы в заданном режиме до взрыва эталонной метановоздушной среды.

Резцы в соответствии с их конструктивными признаками (табл. 2.7) изготавливают следующих типов: Р – радиальные (рис. 2.10, а); Т – тангенциальные.

Таблица 2.7

Конструктивные признаки типа резца

Тип резца	Задний конструктивный угол	Отношение $m/l$
Радиальный	Не более 20	Не менее 0,4
Тангенциальный	Не менее 45	Не более 0,2

Тангенциальные резцы изготавливают двух исполнений: ТН – неповоротные (рис. 2.10, б); ТП – поворотные (рис. 2.10, в).

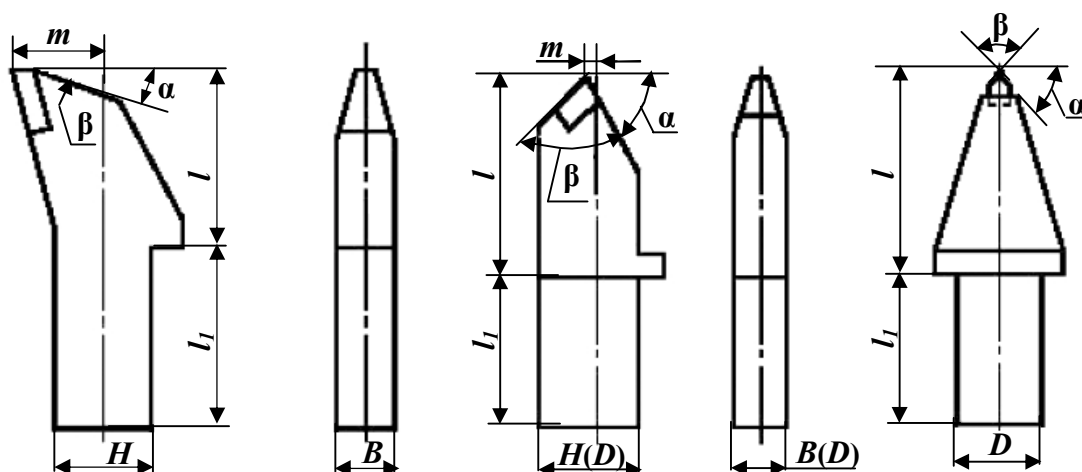


Рис. 2.10. Резцы: а – типа Р; б – исполнения ТН; в – исполнения ТП

Радиальные резцы изготавливают следующих типоразмеров: Р40, Р65, Р80, Р100. Основные параметры и размеры для типораз-

меров радиальных резцов – по ОСТ 12.44.165–80 [26] в соответствии с данными, приведенными в табл. 2.8.

Таблица 2.8

### Основные параметры и размеры радиальных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров			
	P40	P65	P80	P100
Конструктивный вылет резца $l$ , мм	40	65	80	100
Отношение длины хвостовика к конструктивному вылету резца $l_1/l$	1,3–1,4	0,8–1,0	0,8–1,0	0,8–1,0
Размеры сечения прямоугольного хвостовика $B \times H$ , мм	13×26	22×38	22×38; 25×41	25×41; 30×50

Тангенциальные неповоротные резцы изготавливают следующих типоразмеров: ТН100, ТН125, ТН160. Основные параметры и размеры для типоразмеров тангенциальных неповоротных резцов – по ОСТ 12.44.165–80 [26] в соответствии с данными, приведенными в табл. 2.9.

Таблица 2.9

### Основные параметры и размеры тангенциальных неповоротных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров		
	ТН100	ТН125	ТН160
Конструктивный вылет резца $l$ , мм	100	125	160
Отношение длины хвостовика к конструктивному вылету резца $l_1/l$	0,75–1,0	0,75–1,0	0,8–1,0
Размеры сечения прямоугольного хвостовика $B \times H$ , мм	–	25×41	30×50
Диаметр хвостовика $D$ , мм	34; 38	38	38; 42

Тангенциальные поворотные резцы изготавливают следующих типоразмеров: ТП25, ТП32, ТП38. Основные параметры и размеры для типоразмеров тангенциальных поворотных резцов – в соответствии с данными, приведенными в табл. 2.10.

Таблица 2.10

### Основные параметры и размеры тангенциальных поворотных резцов

Наименование параметра	Значения для типоразмеров		
	ТП25	ТП32	ТП38
Диаметр хвостовика $D$ , мм	25	32*	38*
Конструктивный вылет резца $l$ , мм	60–90	60–90	60–90
Длина хвостовика к конструктивному вылету резца $l_1$ , мм	65–75	65–75	65–75

\*Допускается изготавливать резцы с хвостовиками диаметром 30 мм и ступенчатым хвостовиком диаметром 38/30 мм.

#### **2.4.1.3.4. Выбор кабелеукладчика и средств пылеподавления**

Для защиты кабелей, шлангов орошения, механизированной их укладки во время работы очистного комбайна служат траковые (цепные) кабелеукладчики. Тип тракового кабелеукладчика определяется в зависимости от выбранного оборудования и условий залегания угольного пласта. При выборе кабелеукладчиков нужно обратить внимание на угол падения пласта. Например, кабелеукладчики типа КЦЮ предназначены для работы на углах  $0-18^\circ$ , типа КЦНЮ – на углах  $18-30^\circ$  и кабелеукладчики типа КПЦЮ – на углах  $0-30^\circ$ . Некоторые типы траковых кабелеукладчиков с указанием их технических характеристик приведены в прил. 10.

Во время работы очистного комбайна образуется пыль, для борьбы с которой служат типовые оросительные системы или комплексы. Например, типовой комплекс оборудования системы орошения для работы в комбайновых лавах ТКО-СО состоит из насосной установки 2УЦНС13, электромагнитного вентиля ВЭГЗМ, забойного водовода ВЗН32 и штрекового фильтра, предназначенного для очистки воды от механических примесей. Вода для орошения берется из противопожарного трубопровода, а после очистки и создания необходимого давления через рукав, проложенный в траковом кабелеукладчике, подается к форсункам на шнеках и корпусе комбайна. Наибольшая эффективность пылеподавления обеспечивается при использовании высоконапорного орошения при давлении воды  $10-12$  МПа. Типы и параметры насосных установок, рекомендуемых к применению, приведены в прил. 11, а оросительных форсунок – в прил. 12.

В настоящее время на некоторых конструкциях горных комбайнов наряду с орошением используются пылеотсасывающие устройства, что позволяет, вместе с водяным орошением, повысить эффективность улавливания пыли.

Для улучшения труда работы шахтеров и снижения уровня запыленности до санитарных норм совместно с орошением необходимо применять предварительное увлажнение угольного пласта с помощью специальных средств, например с помощью установок для нагнетания воды в угольный пласт УНЩ, УНВ-2М, УНГ или других. Установки нагнетают воду в угольный пласт с производительностью не менее 40, 50 и 90 л/мин с давлением до 30, 16 и 35 МПа.

#### 2.4.1.4. Выбор забойного конвейера

Скребковый конвейер для доставки угля из очистного забоя необходим при углах падения пласта до  $35^\circ$ . При углах падения пласта более  $35^\circ$  необходимости в конвейере нет, так как уголь доставляется под действием гравитационных сил.

В каждом конкретном случае следует произвести проверку соответствия параметров забойного конвейера условиям эксплуатации и параметрам остального оборудования комплекса [27].

Скребковый забойный конвейер должен соответствовать выбранному очистному комбайну, во-первых, по расстоянию между полками конвейера, на которые опирается очистной комбайн своими лыжами во время работы, во-вторых, по виду навесного оборудования, включающего тип реек бесцепной системы подачи (БСП) и параметры желоба для укладки тракового кабелеукладчика комбайна.

Скребковый забойный конвейер должен соответствовать выбранной механизированной крепи по способу связи с секциями крепи одним центральным или двумя боковыми домкратами передвижки в агрегатированных крепях или без них – в комплектных крепях. Кроме этого, некоторые конструкции конвейеров имеют с завальной стороны окна, в которые помещаются носки оснований секций механизированной крепи при их передвижке.

Размещение приводных станций забойного конвейера относительно става должно быть таким, чтобы обеспечивались выход комбайна на вентиляционный и конвейерный штреки и полная выемка пласта на сопряжениях. Вследствие этих, а также некоторых других причин выбор скребковых конвейеров необходимо производить по прил. 13, 13.1, 13.2.

Необходимая производительность выбираемого забойного конвейера должна быть не ниже теоретической производительности выемочного комбайна с учетом поправочных коэффициентов по формуле

$$Q_k = Q_T K_K K_H K_y K_\Gamma, \quad (2.12)$$

где  $Q_k$  – максимальная производительность конвейера, т/мин;  
 $Q_T$  – теоретически возможная производительность комбайна, т/мин;  
 $K_K$  – поправочный коэффициент, учитывающий снижение производительности конвейера при попутном движении комбайна и цепи конвейера,

$$K_k = \frac{V_{\text{ц}}}{V_{\text{ц}} - V_{\text{к}}}, \quad (2.13)$$

где  $V_{\text{ц}}$ ,  $V_{\text{к}}$  – скорости движения скребковой цепи конвейера и комбайна, м/мин;  $\kappa_{\text{н}} = 1,5-1,6$  – коэффициент неравномерности загрузки желоба конвейерного става;  $\kappa_{\text{г}} = 0,85-0,95$  – коэффициент снижения производительности конвейера вследствие отказов;  $\kappa_{\text{у}}$  – коэффициент, учитывающий угол падения пласта и направление доставки по лаве (табл. 2.11).

Таблица 2.11

Значения коэффициентов  $\kappa_{\text{у}}$ 

Направление доставки	Коэффициент $\kappa_{\text{у}}$ при углах падения пласта, град	
	5–10	Свыше 10
Доставка по падению пласта	1,3	1,5
Доставка по восстанию пласта	0,7	0,3

Длина конвейера должна соответствовать длине механизированной крепи с учетом выхода на вентиляционный и откаточный штреки и в зависимости от тягового усилия, угла и направления транспортирования определяется по формуле

$$L_{\text{к}} = \frac{102 N_{\text{уст}} \eta}{V 1,1 [2g_o f_1 \cos \beta + g_{\text{г}} (f_2 \cos \beta \pm \sin \beta)]}, \quad (2.14)$$

где  $N_{\text{уст}}$  – установленная мощность привода, кВт (см. техническую характеристику выбранного конвейера);  $\eta = 0,8-0,95$  – КПД привода;  $V$  – скорость движения цепи, м/с (см. техническую характеристику ориентировочно выбранного конвейера);  $g_o$  – погонная масса цепи со скребками, кг/м;  $f_1 = 0,25-0,35$  – коэффициент трения цепи по рештаку для конвейеров типа С и СР;  $f_1 = 0,2-0,25$  – для конвейеров типа СРЦ;  $f_2 = 0,35$  – коэффициент трения материала по рештаку для конвейеров типа С;  $f_2 = 0,6$  – коэффициент трения материала по рештаку для конвейеров типа СР;  $\beta$  – угол наклона конвейера (угол падения пласта), град;  $g_{\text{г}} = Q_{\text{р}}/3,6 V$  – погонная масса груза, кг/м;  $Q_{\text{р}}$  – расчетный грузопоток, т/ч.

$$Q_{\text{р}} = \frac{A_{\text{см}} \kappa_{\text{н}}}{t_{\text{см}} \kappa_{\text{м}}}, \quad (2.15)$$

где  $A_{\text{см}}$  – сменная производительность, т/см;  $\kappa_{\text{н}} = 1,15–2,0$  – коэффициент неравномерности поступления груза;  $t_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;  $\kappa_{\text{м}} = 0,3–0,6$  – коэффициент машинного времени.

При определении допустимой длины конвейера расчетную длину по формуле можно увеличить на 20–25 %, так как полная загрузка конвейера имеет место только при нахождении выемочной машины в верхней части лавы и перегрузка двигателей не может быть длительной.

#### **2.4.1.5. Выбор перегружателя и дробилки**

Для приема горной массы из лавы и дальнейшей передачи на магистральные ленточные конвейеры в составе очистных механизированных комплексов применяются перегружатели. Перегружатели выпускаются приставного надвижного типа и со специальной загрузочной станцией.

Для очистных забоев с высокой производительностью и сложными горно-геологическими условиями перегружатель может включать в себя специальную загрузочную станцию (типа "Матильда"). Перегружатель данного типа работает и перемещается совместно с забойным конвейером.

Типы и технические характеристики перегружателей приведены в прил. 14.

При необходимости перед перегружателем устанавливается дробилка. Применение дробилки позволит в случае поступления из лавы кусковатой горной массы размерами до 1000 мм раздробить ее на фракции, удобные для транспортирования и дальнейшей переработки. Дробилка, как правило, молоткового типа, устанавливается в рештачный став перегружателя, за исключением дробилки УРН2 (пиковая), устанавливаемой как на перегружателе, так и на забойном конвейере струговых установок СО75, СН75 и УСВ2. Некоторые типы дробилок, рекомендуемых к применению, приведены в прил. 15, 15.1, 15.2, 15.3.

#### **2.4.2. Увязка конструктивных и режимных параметров функциональных машин**

Правильный выбор конструктивных и режимных параметров функциональных машин комплекса в полной мере не обеспечивает их эффективной работы. Необходимо обеспечить увязку этих пара-

метров. Только в этом случае работа функциональных машин будет полностью согласована во времени и в пространстве.

Целью увязки параметров функциональных машин является согласование теоретической производительности комбайна с учетом его возможной скорости подачи для конкретных горно-геологических условий, а также скорости крепления забоя и производительности конвейера.

Теоретическая производительность главной функциональной машины – выемочной является основным критерием для увязки параметров функциональных машин.

Исходя из сопротивляемости угля резанию, удельных энергозатрат на выемку угля (энергоемкость разрушения) и мощности двигателя (двигателей) привода режущих органов определяют теоретически возможную производительность выемочной машины (комбайна или струга):

$$Q_T = \frac{N_{уст}}{60 H_w}, \quad (2.16)$$

где  $Q_T$  – теоретически возможная производительность комбайна или струга, т/мин;  $N_{уст}$  – устойчивая мощность электродвигателей исполнительных органов, кВт;  $H_w$  – удельные энергозатраты на добычу полезного ископаемого, кВт·ч/т.

Для двигателей серии ЭДКО можно принимать значения  $N_{уст} = (0,7 \div 0,9)N$ , для двигателей серии ЭКВ, ЭКВЖ значения  $N_{уст} = (0,9 \div 1,1)N$ , где  $N$  – суммарная мощность электродвигателей привода исполнительных органов комбайна, кВт.

Удельные энергозатраты  $H_w$  зависят от сопротивляемости угля резанию в массиве  $A_p$  и определяются на основании исследований в конкретных горно-геологических условиях или по данным шахтной отчетности.

При отсутствии данных об удельных энергозатратах на разрушение угля для шнековых исполнительных органов ориентировочно можно принимать  $H_w = 0,3–1,2$  кВт·ч/т, при  $A_p = 80–360$  Н/мм. Большим значениям  $A_p$  соответствуют большие значения  $H_w$ . Промежуточные значения могут быть определены методом линейной интерполяции.

Для струговых установок удельные энергозатраты составляют  $H_w = 0,15–0,6$  кВт·ч/т при сопротивляемости угля резанию  $A_p = 40–$



180 Н/мм. Большим значениям  $A_p$  соответствуют большие значения  $H_w$ , которые определяются также методом линейной интерполяции.

Далее проводится проверка механизированной крепи по фактору проветривания очистного забоя:

$$S_{\phi} \geq S = \frac{100 Q_T g k}{60 V_B \kappa_{ВП} c}, \quad (2.17)$$

где  $S_{\phi}$  – фактическая площадь сечения для прохода воздуха в забое (площадь пространства под крепью, прил. 3, 4), м<sup>2</sup>;  $S$  – требуемая площадь сечения для прохода воздуха исходя из теоретической производительности, метанообильности и требований безопасности, м<sup>2</sup>;  $Q_T$  – теоретическая производительность комбайна, т/мин;  $g$  – относительная метанообильность разрабатываемого пласта, м<sup>3</sup>/т;  $k$  – коэффициент дегазации пласта, при отсутствии дегазации  $k = 1$ ;  $V_B$  – максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с,  $V_B = 4$  м/с [20, п. 235];  $\kappa_{ВП}$  – коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству (большие значения принимаются при устойчивой непосредственной кровле, меньшие – при неустойчивой),  $\kappa_{ВП} = 1-1,5$ ;  $c$  – допустимая концентрация метана в исходящей струе,  $c = 1$  % [20, п. 268].

Скорость подачи очистного комбайна должна быть согласована со скоростью крепления забоя.

$$V_{пт} \leq V_{кр}, \quad (2.18)$$

где  $V_{пт}$  – теоретически возможная скорость подачи комбайна, м/мин;  $V_{кр}$  – скорость крепления забоя, м/мин.

Сначала определяется теоретически возможная скорость подачи комбайна:

$$V_{пт} = \frac{Q_T}{B m \gamma}, \quad (2.19)$$

где  $Q_T$  – теоретическая производительность комбайна, т/мин;  $B$  – ширина захвата исполнительного органа, м;  $m$  – вынимаемая мощность пласта, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Скорость крепления очистного забоя определяется из выражения [21]:

$$V_{кр} = \frac{V_{кр.в}}{B} \kappa, \quad (2.20)$$

где  $V_{кр}$  – скорость крепления забоя, м/мин;  $V_{кр.в}$  – скорость крепления выработки, м<sup>2</sup>/мин (значения  $V_{кр.в}$  для механизированных крепей приведены в прил. 3 и 4);  $B$  – ширина захвата комбайна, м;  $k$  – коэффициент снижения скорости крепления,  $k = 1$  при отсутствии осложняющих факторов, при наличии одного или нескольких осложняющих факторов (работа по восстанию, неустойчивые кровли, вывалы породы, отжим угля, низкая несущая способность почвы и т.д.) коэффициент может уменьшаться до значения 0,7.

Скорость крепления кровли в лавах нередко становится сдерживающим фактором при работе механизированной крепи под неустойчивыми кровлями и в условиях интенсивного отжима угля из забоя. Для борьбы с указанными неблагоприятными факторами используется технология упрочнения неустойчивого горного массива [28].

В настоящее время разработаны и успешно применяются системы автоматизированного управления механизированной крепью САУК 138 и САУК 138М, позволяющие повысить безопасность труда в забое и до 30 % увеличить скорость крепления лавы.

Разработана и рекомендуется для применения система электрогидравлического управления механизированными крепями СЭГУ ОМТ-138, предназначенная для управления секциями крепи с силовыми электрогидравлическими блоками, оснащенными электрогидроклапанами в количестве до 12 шт. с напряжением электропитания 12 В.

Передвижку секций крепи в лаве могут осуществлять несколько горнорабочих очистного забоя (2 или 3), при этом скорость крепления кровли в лаве возрастает также на 20–30 %.

Скорость крепления забоя  $V_{кр}$ , приводимая в технических характеристиках на механизированные крепи, обеспечивается за счет подачи в напорную магистраль водомасляной эмульсии с помощью насосных станций. Обычно в составе очистного механизированного комплекса 2, 3 или 4 насосные станции, причем одна из них в ремонте, другая в резерве, 1 или 2 в работе. Резервная насосная станция включается в работу при необходимости повышения скорости выполнения операций, например, при фронтальной передвижке конвейерного става.

Технические характеристики насосных станций, применяемых в составе механизированных крепей, приведены в прил. 16, 16.1.

Проверка производительности забойного конвейера производится по формуле

$$Q_k \geq (1,2-1,3)Q_T, \quad (2.21)$$

где  $Q_k$  – производительность забойного конвейера по его технической характеристике, т/мин;  $Q_T$  – теоретическая производительность комбайна, т/мин.

При несоответствии выбранных параметров производится их корректировка или разрабатываются предложения, обеспечивающие их соответствие.

### **2.4.3. Технические характеристики оборудования очистного забоя**

В этом разделе приводятся условия применения и состав выбранного очистного механизированного комплекса, его техническая характеристика (прил.1, 2, и 18), а также технические характеристики входящего в его состав оборудования. Технические характеристики механизированных крепей имеются в прил.3, 4, 5 и 19, очистных комбайнов и их исполнительных органов в прил.6, 6.1 и 9, скребковых конвейеров в прил.13, 13.1 и 13.2, перегружателей в прил.14, кабелеукладчиков в прил.10, насосных установок для пылеподавления в прил. 11., дробилок в прил.15, 15.1, 15.2, насосных станций в прил.16, 16.1.

## **2.5. Расчет основных параметров выемки угля**

### **2.5.1. Расчет скорости подачи очистного комбайна**

В этом разделе определяется скорость подачи комбайна по четырем ограничивающим факторам: мощности двигателя комбайна, вылету резца, газовому фактору, производительности забойного конвейера [17, 18, 29].

Если в качестве выемочной машины принят не комбайн, рассчитывается скорость подачи либо скорость подвигания забоя.

#### **2.5.1.1. Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа**

Скорость подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа определяется по формуле

$$V_n = \frac{N_{уст} \cos\alpha}{60 m_{max} BH_w \gamma}, \quad (2.22)$$

где  $N_{уст}$  – суммарная устойчивая мощность привода исполнительных органов комбайна, кВт;  $\alpha$  – угол падения пласта, град;

$m_{\max}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м;  $B$  – ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;  $H_w$  – удельные энергозатраты по выемке угля, кВт·ч/т;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

### 2.5.1.2. Определение скорости подачи комбайна по вылету резца

Тип режущего инструмента выбирается в соответствии с технической характеристикой выемочной машины и типоразмерным рядом резцов (прил. 17). Скорость подачи комбайна в зависимости от вылета резца определяется

$$V_{\Pi} = 0,01 \frac{l_p}{k_1} n z, \quad (2.23)$$

где  $l_p$  – радиальный вылет резца, см;  $k_1$  – коэффициент вылета резца;  $n$  – частота вращения исполнительного органа, об/мин;  $z$  – число резцов в линии резания.

Частота вращения исполнительного органа выбирается по технической характеристике комбайна (прил. 6 и 6.1) или определяется по формуле [11, 17, 18, 19]:

$$n = \frac{60V_p}{\pi D}, \quad (2.24)$$

где  $V_p$  – скорость резания, м/с;  $D$  – диаметр шнека, м.

Коэффициент вылета резца  $k_1 = 1,3-1,6$  для радиальных резцов шнековых исполнительных органов,  $k_1 = 1,2-1,4$  – для тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов. Большие значения коэффициента вылета резца принимаются при работе комбайна по вязким углям.

Радиальный вылет резца:

$$l_p = l_k \sin \theta, \quad (2.25)$$

где  $l_p$  – радиальный вылет резца, см;  $l_k$  – конструктивный вылет резца, см;  $\theta$  – угол установки резца к поверхности резания, град.

Конструктивный вылет резца выбирается по прил. 17.

Для радиальных резцов угол установки резца к поверхности резания  $\theta = 90^\circ$ .

Для тангенциальных резцов угол установки резца к поверхности резания  $\theta = 45-53^\circ$ .

### 2.5.1.3. Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору

Большинство угольных пластов Кузбасса опасны по газу. Метанообильность пластов в комплексно-механизированных лавах составляет от 5 до 32 м<sup>3</sup>/т. Метанообильность на отдельных участках шахт достигает 35–50 м<sup>3</sup>/т и даже 100 м<sup>3</sup>/т.

В мировой практике известны случаи, когда метанообильность угольных пластов достигает 200 м<sup>3</sup>/т. При выемке угля метан выделяется в атмосферу очистного забоя. Содержание метана в атмосфере подземных выработок свыше допустимого уровня приводит к срабатыванию защиты и отключению электроэнергии.

В настоящее время в некоторых шахтах именно опасность углей по выделению метана является основным сдерживающим фактором увеличения нагрузки на очистной забой. Все отмеченное выше требует решения вопроса по дегазации угольных пластов.

Скорость подачи комбайна по газовому фактору определяется

$$V_{\Pi} = \frac{0,6S_{\phi}cV_{\text{в}}}{k g m_{\text{max}} B \gamma}, \quad (2.26)$$

где  $S_{\phi}$  – фактическая площадь поперечного сечения для прохода воздуха в забое (площадь закрепного пространства), м<sup>2</sup>, выбирается по прил. 3, 4 и должна удовлетворять неравенству по формуле (2.17);  $c = 1\%$  – допустимая концентрация метана в исходящей струе;  $V_{\text{в}} = 4$  м/с – максимально допустимая скорость движения воздуха;  $k$  – коэффициент дегазации пласта;  $g$  – относительная метанообильность пласта, м<sup>3</sup>/т;  $m_{\text{max}}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м;  $B$  – ширина захвата, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Без проведения дегазационных мероприятий в забое коэффициент естественной дегазации пласта составляет  $k = 0,65–0,75$ .

На пластах с высокой газообильностью необходимо предусматривать предварительную дегазацию выемочных столбов и отвод метана на специальные дегазационные выработки (фланговые уклоны, бремсберги и др.) или через скважины на поверхность, например, с помощью специальных газоотсасывающих вентиляторов ВМЦГ-7 или УВЦГ-15. При проведении дегазационных мероприятий в очистном забое влияние газового фактора можно уменьшить, повысить эффективность дегазации и довести значение коэффициента дегазации до  $k = 0,2–0,5$ .

### 2.5.1.4. Влияние производительности конвейера на скорость подачи комбайна

Скорость подачи комбайна связана с производительностью конвейера формулой

$$V_{\Pi} = \frac{Q_{\kappa}}{m_{\max} B \gamma}, \quad (2.27)$$

где  $Q_{\kappa}$  – максимальная производительность конвейера, т/мин;  
 $m_{\max}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м;  $B$  – ширина захвата комбайна, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Максимальная производительность некоторых конвейеров дана в прил. 13, 13.1, 13.2.

Наименьшая из рассчитанных скоростей подачи комбайна по формулам (2.22), (2.23), (2.26), (2.27) принимается для дальнейших расчетов. При этом принятая скорость подачи комбайна должна быть не более скорости, рассчитанной по формуле (2.19).

В том случае, когда принимаемая для дальнейших расчетов скорость подачи очистного комбайна недостаточна для получения проектных показателей либо существенно ниже достигнутых уровней добычи, принимаются меры по улучшению показателя по основному ограничивающему фактору. К таким мерам относятся:

- выбор комбайна с более высокой суммарной устойчивой мощностью привода исполнительных органов комбайна  $N_{\text{уст}}$  (кВт) и меньшими удельными энергозатратами по выемке угля  $H_{\text{в}}$  (кВт·ч/т), например, за счет нагнетания воды в угольный пласт;
- выбор рационального рабочего инструмента;
- проведение эффективных дегазационных мероприятий в забое;
- осуществление передвижки секций механизированной крепи несколькими горнорабочими;
- применение систем автоматизированного управления механизированной крепью;
- применение систем автоматического регулирования скорости подачи комбайна.

Если в результате пересчета и принятия окончательной величины рабочей скорости подачи окажется, что некоторое оборудование принято с завышенными параметрами, то на этом этапе оно также подлежит корректировке.

### 2.5.2. Расчет режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна

В настоящем разделе представлен порядок выполнения курсовой работы по расчету режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна. Расчеты базируются на ОСТе 12.44.258–84 [29].

Основным процессом горных машин при добыче полезных ископаемых является разрушение породного или угольного массива механическим способом. Эффективность процесса разрушения обеспечивается рациональным выбором применяемых горных машин, типов исполнительных органов и рабочего инструмента. От конструктивных параметров исполнительного органа, рабочего инструмента и схемы его набора на исполнительном органе в значительной степени зависят производительность горных машин, их износ, расход электроэнергии, сортность и стоимость добываемого полезного ископаемого [8].

Большое число типов очистных комбайнов, а также различные горно-геологические условия их эксплуатации предопределили и большое число конструкций исполнительных органов. В настоящее время особенно широкое применение получили шнековые исполнительные органы. Ими оснащены практически все серийно выпускаемые узкозахватные комбайны, применяемые на пластах с углами падения до  $35^\circ$ . Основным их достоинством является осуществление одним органом процессов отбойки угля от массива, погрузки его на конвейер, самозарубки и пылеподавления.

Для определения конструктивных параметров исполнительного органа, расчета нагрузок на нем и выбора типа рабочего инструмента используют следующие характеристики разрушаемости угольных пластов:

- сопротивляемость пласта резанию в пределах вынимаемой мощности в неотжатой зоне очистного забоя (с учетом прослойков, включений и присечек)  $A_p$ , Н/мм;
- показатель степени хрупкости пласта при резании  $E$ ;
- показатель разрушаемости пласта  $R$ , кВт·ч·см/м<sup>3</sup>;
- показатель снижения сопротивляемости пласта резанию в зоне работы исполнительного органа вследствие проявления отжима – коэффициент отжима  $k_{отж}$ ;
- показатель способности угля к измельчению  $m_{и}$ .

Значения  $A_p$  и  $E$  следует принимать по данным шахтных замеров или в соответствии с полученным заданием на курсовой проект.

Применительно к расчету нагрузок на исполнительном органе и энергоемкости процесса разрушения все угли по показателю степени хрупкости делятся на три группы:

- вязкие, при  $E < 2,1$ ;
- хрупкие, при  $2,1 \leq E \leq 3,5$ ;
- весьма хрупкие, при  $E > 3,5$ .

При расчете можно принимать среднее значение показателя степени хрупкости: для вязких  $E = 1,65$ ; для хрупких  $E = 2,8$ ; для весьма хрупких  $E = 4,2$ , если показатель  $E$  не задан в курсовом проекте.

Показатель способности угля к измельчению  $m_{и}$  в зависимости от структурных особенностей разрушаемых углей может принимать значения от 0,4 до 1,2 по данным ситовых анализов эксплуатационных проб.

Показатель разрушаемости пласта при резании  $R$  является комплексной энергетической характеристикой пласта и определяется в зависимости от значений показателей сопротивляемости угля резанию и степени его хрупкости:

$$R = \frac{0,38A_p}{E + 1}, \quad (2.28)$$

где  $R$  – показатель разрушаемости пласта при резании, кВт·ч·см/м<sup>3</sup>;  $A_p$  – сопротивляемость угля резанию, Н/мм;  $E$  – показатель степени хрупкости.

По совокупности характеристик разрушаемости все угольные пласты делятся на четыре группы типовых условий по применению очистных комбайнов.

I группа: угли сопротивляемостью резанию  $A_p = 120–200$  Н/мм, хрупкостью  $E = 2,8$ , разрушаемостью  $R < 21$  кВт·ч·см/м<sup>3</sup>.

К этой группе относятся хрупкие и вязкие угли без прослоек и включений или с твердыми включениями при содержании их в пласте до 1 %.

II группа: угли сопротивляемостью резанию  $A_p = 180–300$  Н/мм, хрупкостью  $E = 1,65$ , разрушаемостью  $R = 21–42$  кВт·ч·см/м<sup>3</sup>.

К этой группе относятся вязкие угли на пластах без прослоек и включений или содержащие более крепкие прослойки или нераздробленные включения содержанием до 2,5 %.



*III группа:* угли сопротивляемостью резанию  $A_p = 240\text{--}360$  Н/мм, хрупкостью  $E = 1,65$ , разрушаемостью  $R > 42$  кВт·ч·см/м<sup>3</sup>.

К этой группе относятся вязкие угли без прослоек и включений или пласты с углями сопротивляемостью резанию 240 Н/мм, содержащие прослойки или консолидированные прослойки или консолидированные включения до 5 %.

*IV группа:* угли сопротивляемостью резанию  $A_p > 360$  Н/мм, хрупкостью  $E = 1,35$ , разрушаемостью  $R > 42$  кВт·ч·см/м<sup>3</sup>.

К этой группе относятся вязкие угли без включений или пласты сопротивляемостью резанию  $A_p = 360$  Н/мм, содержащие крепкие прослойки и крупные включения сечением до 1000 см<sup>2</sup> с содержанием их более 5 %.

***Методика расчета основных параметров шнекового исполнительного органа.***

Основные параметры исполнительных органов выбираются исходя из условий обеспечения наилучшей сортности добываемого угля, минимальной энергоемкости процесса разрушения, наибольшей производительности комбайна.

В качестве исходных данных при выборе типа и параметров исполнительного органа очистного комбайна принимаются:

- диапазон изменения мощности пласта, предопределяющий диаметр и ширину захвата исполнительного органа;
- угол падения пласта, так как при углах более 35° погрузочная функция исполнительного органа отпадает;
- сопротивляемость угля резанию и его хрупкость, являющиеся основной предпосылкой к выбору режущего инструмента.

Рекомендации по выбору типа и параметров исполнительного органа приведены в прил. 9. Шнековые рабочие органы по своим параметрам должны соответствовать ОСТ 12.44.286-85 [30].

Ширина захвата  $B$  выпускаемых шнеков составляет 500, 630 и 800 мм; диаметр по резцам  $D$  – 560, 600, 630, 710, 770, 800, 1000, 1120, 1250, 1400, 1600, 1800, 2000 мм.

В соответствии с применяемыми типами резцов шнеки разделены по исполнению на три группы:

- ШР – с радиальными резцами типа РО;
- ШТ – с тангенциальными неповоротными резцами типа ТП;
- ШК – с тангенциальными поворотными резцами типа ТК.

Выбор типоразмера рабочего инструмента проводим в зависимости от типа исполнительного органа и номера группы типовых условий применения очистного комбайна (прил. 9).

Типоразмерный ряд и параметры резцов приведены в прил. 17.

*Радиальные резцы* типа Р имеют два исполнения: однолезвийные РО и двухлезвийные РД.

*Тангенциальные резцы* типа Т в зависимости от формы сечения хвостовика имеют также два исполнения: ТП – неповоротные прямоугольной формы и ТК – поворотные круглой формы.

*Радиально-торцевые резцы* РТ также в зависимости от формы сечения хвостовика имеют три исполнения: РТП – прямоугольной формы, РТК – круглой формы, РТО – овальной формы.

Процесс разрушения массива резцом характеризуется толщиной среза  $h$  и шириной среза, или шагом резания  $t$ , которые называют параметрами разрушения. Эти параметры оказывают существенное значение на силовые и энергетические показатели процесса резания.

Максимальная толщина стружки  $h_{\max}$  (см) для забойных резцов:

$$h_{\max} = \frac{\ell_p}{k_\ell}, \quad (2.29)$$

где  $\ell_p$  – радиальный вылет резца, см;  $k_\ell$  – коэффициент вылета резца.

Коэффициент вылета резца  $k_\ell$  принимается: 1,3–1,6 – для радиальных резцов шнековых и барабанных исполнительных органов с горизонтальной осью вращения; 1,2–1,4 – для радиальных резцов барабанных исполнительных органов с вертикальной осью вращения и тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов, режущие кромки которых не вынесены за лопасть шнека; 1,0–1,2 – для тангенциальных резцов шнековых исполнительных органов, у которых режущие кромки вынесены вперед за лопасть в направлении скорости резания, а верхняя часть резцедержателя вписывается в борозду развала; 1,8–2,5 – для цепных и буровых исполнительных органов.

Большие значения коэффициента вылета резца в указанных диапазонах принимаются при работе комбайна на вязких углях.

Радиальный вылет резца:

$$\ell_p = \ell_k \cdot \sin \theta, \quad (2.30)$$

где  $\ell_k$  – конструктивный вылет резца, см;  $\theta$  – угол установки резца к поверхности резания, град.

Средняя толщина стружки  $h_{cp}$  (см) для шнековых исполнительных органов:

$$h_{cp} = \frac{2}{\pi} h_{max} \quad (2.31)$$

где  $h_{max}$  – максимальная толщина стружки, см.

Средняя оптимальная ширина стружки  $t_{opt.3}$  (см) для забойных резцов:

$$t_{opt.3} = \left( \frac{5h_{cp}}{0,5h_{cp} + 4,5} + 0,7h_{cp} \right) \frac{1,47E}{E + 1,2} + b_k, \quad (2.32)$$

где  $h_{cp}$  – средняя толщина стружки, см;  $E$  – показатель степени хрупкости пласта при резании;  $b_k$  – конструктивная ширина режущей части резца, см.

Крайний кутковый шаг резания  $t_{к.1}$  для всех исполнительных органов следует принимать не более  $0,45 t_{opt.3}$ :

$$t_{к.1} = 0,45 t_{opt.3}, \quad (2.33)$$

где  $t_{opt.3}$  – средняя оптимальная ширина стружки, см.

Для определения значений остальных кутковых шагов резания  $t_{к.i}$  необходимо использовать выражение

$$t_{к.i} = \frac{(t_{3.1} - t_{к.1})(i_{л.к} - 1)}{(n_{л.к} - 1)} + t_{к.1}, \quad (2.34)$$

где  $t_{3.1}$  – первый забойный шаг резания (соседний с кутковой частью), см;  $t_{к.1}$  – крайний кутковый шаг резания, см;  $i_{л.к}$  – порядковый номер рассматриваемой линии резания кутковой части;  $n_{л.к}$  – число линий резания в кутковой части исполнительного органа.

Первый забойный шаг резания  $t_{3.1}$  следует принимать не более  $0,85 t_{opt.3}$ :

$$t_{3.1} \leq 0,85 t_{opt.3}, \quad (2.35)$$

где  $t_{opt.3}$  – средний оптимальный шаг резания, см.

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину кутковой части исполнительного органа:

$$B_k = \sum_{i=1}^{n_{л.к}-1} t_{к.и}, \quad (2.36)$$

где  $B_k$  – ширина кутковой части, см;  $t_{к.и}$  – шаги резания кутковой части, см;  $n_{л.к}$  – число линий резания кутковой части.

Число линий резания кутковой части  $n_{л.к}$  определяем путем последовательного перебора значений, начиная с двух до удовлетворения условия:

$$1,3 t_{опт.з} \leq B_k \leq 2 t_{опт.з}, \quad (2.37)$$

где  $t_{опт.з}$  – средний оптимальный шаг резания, см;  $B_k$  – ширина кутковой части исполнительного органа, см.

Углы наклона резцов к направлению подачи в линиях резания кутковой части шнекового исполнительного органа:

$$\beta_i = \arcsin \frac{B_k - \sum_{i=1}^{i_{л.к}} t_{к.и-1}}{(\ell_k + \ell_x) \sin \theta}, \quad (2.38)$$

где  $\beta_i$  – угол наклона резца к направлению подачи, град;  $\sum_{i=1}^{i_{л.к}} t_{к.и-1}$  – расстояние от первой кутковой линии до  $i$ -й линии резания кутковой части исполнительного органа, см;  $\ell_k$  – конструктивный вылет резца, см;  $\ell_x$  – длина хвостовика резца, см;  $\theta$  – угол установки резца к поверхности резания, град.

Ширина забойной части  $B_з$ , шаги резания  $t_{л.з}$  (кроме первого), число линий резания  $n_{л.з}$  забойной части шнекового исполнительного органа устанавливаются по зависимостям (2.39) и (2.40):

$$t_{з.и} = \frac{(t_{з.п} - t_{з.1})(i_{л.з} - 1)}{(n_{л.з} - 1)} + t_{з.1}, \quad (2.39)$$

где  $t_{з.и}$  – шаги резания забойной части исполнительного органа, см;  $t_{з.п}$  – последний (с завальной стороны шнека) шаг резания, см;  $t_{з.1}$  – первый забойный шаг резания (соседний с кутковой частью), см;  $i_{л.з}$  – порядковый номер рассматриваемой линии резания забой-

ной части исполнительного органа;  $n_{л.з}$  – число линий резания в забойной части исполнительного органа.

$$102B - B_k \leq B_3 = \sum_{i=1}^{n_{л.з}} t_{3,i} \leq 102B + t_{опт.з} - B_k, \quad (2.40)$$

где  $B$  – ширина захвата исполнительного органа комбайна, см;  $B_k$  – ширина захвата кутковой части исполнительного органа, см;  $B_3$  – ширина захвата забойной части исполнительного органа, см;  $n_{л.з}$  – количество линий резания в забойной части исполнительного органа;  $t_{3,i}$  – шаги резания забойной части исполнительного органа, см;  $t_{опт.з}$  – средний оптимальный шаг резания, см.

Число линий резания забойной части  $n_{л.з}$  определяем последовательным перебором значений, начиная с  $n_{л.з} = (100B - B_k) / t_{опт.з}$  до удовлетворения условия (2.40).

Последний (с завальной стороны шнека) шаг резания  $t_{3,п}$  следует принимать не более  $1,15 t_{опт.з}$ :

$$t_{3,п} \leq 1,15 t_{опт.з} \quad (2.41)$$

Полученные значения  $t_{3,i}$  округляются до 0,5 см, и, соответственно, корректируется значение  $B_3$ . Значения нескольких соседних шагов резания допускается принимать одинаковыми.

Частоту вращения  $n$  исполнительного органа следует принимать в соответствии с технической характеристикой комбайна (если он выбран [11, 17, 18]) или прил. 9.

Частота вращения  $n$  исполнительного органа должна быть больше критической частоты вращения,  $n > n_{кр}$ .

Критическая частота  $n_{кр}$  вращения (об/мин) для шнекового исполнительного органа:

$$n_{кр} = \frac{BV_{п}(m_{ср}k_{п}\lambda - H_0)}{F_{п}S\psi}, \quad (2.42)$$

где  $B$  – ширина захвата исполнительного органа, м;  $V_{п}$  – скорость подачи комбайна, м/мин;  $m_{ср}$  – средняя мощность пласта, м;  $k_{п}$  – коэффициент, учитывающий часть угля, подлежащего погрузке;  $\lambda = 1,6$  – коэффициент разрыхления угля;  $H_0$  – высота непогруженного слоя угля, м;  $F_{п}$  – приведенная площадь потока угля при погрузке, м<sup>2</sup>;  $S$  – ход винта спирали шнека, м;  $\psi$  – коэффициент использования сечения шнека.

Среднее значение хода винта спирали шнека определяем по формуле

$$S = \sqrt[3]{D^2}, \quad (2.43)$$

где  $D$  – диаметр шнека по резцам, м.

Приведенная площадь потока угля при погрузке:

$$F_{\text{п}} = \frac{\pi(D_{\text{ш}}^2 - d^2) \left( S - \frac{\delta}{\cos \alpha_{\text{ш}}} Z \right)}{4S}, \quad (2.44)$$

где  $D_{\text{ш}}$  – диаметр шнека без учета вылета резцов, м;  $d$  – диаметр ступицы шнека, м;  $S$  – среднее значение хода винта спирали шнека, м;  $\delta = 0,1-0,12$  – толщина спирали шнека, м;  $\alpha_{\text{ш}}$  – угол подъема винта шнека;  $Z$  – число заходов шнека.

Диаметр шнека  $D_{\text{ш}}$  без учета вылета резцов:

$$D_{\text{ш}} = D - 0,02\ell_{\text{р}}, \quad (2.45)$$

где  $D$  – диаметр шнека по резцам, м;  $\ell_{\text{р}}$  – радиальный вылет резца, см.

Диаметр ступицы шнека:

$$d = 0,4\sqrt{D}, \quad (2.46)$$

где  $D$  – диаметр шнека по резцам, м.

Угол подъема винта шнека:

$$\alpha_{\text{ш}} = \arctg \frac{S}{\pi D_{\text{ш}}}, \quad (2.47)$$

где  $S$  – среднее значение хода винта спирали шнека, м;  $D_{\text{ш}}$  – диаметр шнека без учета вылета резцов, м.

Коэффициент использования сечения шнека:

$$\psi = 0,44\sqrt{D} \left( 0,9 \frac{F_{\text{о}}}{F_{\text{п}}} + 0,1 \right), \quad (2.48)$$

где  $D$  – диаметр шнека по резцам, м;  $F_{\text{о}}$  – площадь погрузочного окна шнека, м<sup>2</sup>;  $F_{\text{п}}$  – приведенная площадь потока угля при погрузке, м<sup>2</sup>.

Площадь погрузочного окна  $F_{\text{о}}$  следует обеспечить при конструировании не менее  $(0,5-0,7)F_{\text{п}}$ .

Если площадь погрузочного окна  $F_{\text{о}}$  больше приведенной площади потока угля  $F_{\text{п}}$ , то  $\frac{F_{\text{о}}}{F_{\text{п}}}$  следует принимать равным единице.

Высоту непогруженного слоя угля  $H_{\text{о}}$  принимаем:

а) при работе с погрузочным щитком 0–0,05 м;

б) при работе без щитка  $H_0 = \mu D$ , где  $\mu$  – коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля;  $D$  – диаметр шнека по резцам, м.

Коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля:

$$\mu = \frac{3V_{\text{п}}}{\frac{F_0}{F_{\text{п}}} n \sqrt{D}} + \frac{H_{\text{п}}}{2D}, \quad (2.49)$$

где  $V_{\text{п}}$  – скорость подачи комбайна, м/мин;  $F_0$  – площадь погрузочного окна, м<sup>2</sup>;  $F_{\text{п}}$  – приведенная площадь потока угля при погрузке, м<sup>2</sup>,  $n$  – частота вращения исполнительного органа, об/мин;  $D$  – диаметр шнека по резцам, м;  $H_{\text{п}}$  – высота погрузки, м.

Высота погрузки  $H_{\text{п}}$  принимается:

а) равной расстоянию между бортом конвейера и поверхностью, образованной на почве резцами рассматриваемого исполнительного органа – 0,2–0,3 м, в зависимости от типа конвейера;

б) при погрузке с уступа, равного или большего высоты конвейера, равной нулю.

Коэффициент  $\kappa_{\text{п}}$ , учитывающий часть угля, подлежащего погрузке:

а) для опережающего шнека:

$$\kappa_{\text{п}} = \frac{D_{\text{оп}}}{m_{\text{ср}}}, \quad (2.50)$$

где  $D_{\text{оп}}$  – диаметр опережающего шнека, м;  $m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пласта, м;

б) для отстающего шнека:

$$\kappa_{\text{п}} = 1 - \frac{D_{\text{от}}(\lambda - \mu)}{m_{\text{ср}}\lambda}, \quad (2.51)$$

где  $D_{\text{от}}$  – диаметр отстающего шнека, м;  $\lambda = 1,6$  – коэффициент разрыхления угля;  $\mu$  – коэффициент, учитывающий часть непогруженного угля;  $m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пласта, м.

При получении в результате расчета значения критической частоты вращения шнека  $n_{\text{кр}}$  больше выбранной частоты вращения шнека  $n$  рекомендуется принимать следующее из ряда значение, после чего расчет повторяется.

Количество резцов в забойной линии резания шнекового исполнительного органа:

$$m_{л.з} = \frac{100V_{п}}{h_{\max}n}, \quad (2.52)$$

где  $V_{п}$  – скорость подачи комбайна, м/мин;  $h_{\max}$  – максимальная толщина стружки, см;  $n$  – частота вращения шнека, об/мин.

При этом должно соблюдаться условие:  $m_{л.з} \leq Z$ , где  $Z$  – число заходов шнека.

Количество резцов в забойной части исполнительного органа:

$$m_3 = \sum_{i=1}^{n_{л.з}} m_{л.з}, \quad (2.53)$$

где  $n_{л.з}$  – число линий резания в забойной части шнека;  $m_{л.з}$  – количество резцов в забойной линии резания.

Количество резцов в крайней (первой) кутковой линии резания шнека:  $m_{л.к.1} = m_{л.з} + Z$ , где  $m_{л.з}$  – количество резцов в забойной линии резания;  $Z$  – число заходов шнека.

Количество резцов в последующих кутковых линиях резания шнека определяется по выражению

$$m_{л.к.i} = m_{л.к.1} - \frac{(m_{л.к.1} - m_{л.з})(i_{л.к} - 1)}{(n_{л.к} - 1)}, \quad (2.54)$$

где  $m_{л.к.1}$  – количество резцов в крайней кутковой линии резания шнека;  $m_{л.з}$  – количество резцов в забойной линии резания;  $i_{л.к}$  – порядковый номер рассматриваемой линии резания кутковой части;  $n_{л.к}$  – число линий резания в кутковой части шнека.

Количество резцов в кутковой части шнека:

$$m_к = \sum_{i=1}^{n_{л.к}} m_{л.к.i}, \quad (2.55)$$

где  $n_{л.к}$  – число линий резания в кутковой части шнека;  $m_{л.к.i}$  – количество резцов в кутковых линиях резания.

При этом должно соблюдаться условие

$$m_к \geq \frac{160}{m_3 + 3}. \quad (2.56)$$



Количество резцов на исполнительном органе:

$$m_p = m_3 + m_k, \quad (2.57)$$

где  $m_3$  – количество резцов в забойной части;  $m_k$  – количество резцов в кутковой части.

Расстановка резцов на спиральях шнека производится, начиная с первой линии резания, в которой устанавливается резец с центральным углом  $\gamma_1 = 0^\circ$ .

Центральный угол между началом отсчета и  $i$ -м забойным резцом определяется из выражения:

$$\gamma_i = \frac{36}{S}(B_{3,i} - t_{3,1}) + \frac{360}{Z}(i - 1), \text{ град} \quad (2.58)$$

где  $S$  – ход винта спирали шнека, м;  $B_{3,i}$  – ширина забойной части до рассматриваемого резца, см;  $t_{3,1}$  – первый забойный шаг резания, см;  $Z$  – число заходов шнека.

При последовательной схеме резания резцы устанавливаются в каждой линии резания на каждой спирали шнека.

При шахматной схеме резания резцы на спиральях шнека устанавливаются в шахматном порядке по линиям резания.

Расстановку резцов в кутковой части исполнительного органа следует производить равномерно между забойными резцами, образуя обратный веер по отношению к забойным резцам.

### ***Пример проектировочного расчета шнекового исполнительного органа очистного комбайна.***

Задача расчета – на базе методики определить основные конструктивные параметры шнекового исполнительного органа и схему расположения на нем режущего инструмента.

Исходя из горно-геологических условий пласта (табл. 2.12) рассматриваем узкозахватный очистной комбайн типоразмера ПУ13 ГОСТ 11986–83 [31] с двухшнековым исполнительным органом, регулируемым по мощности пласта. При перемещении комбайна по раме конвейера верхний шнек является опережающим.

При вынимаемой мощности пласта  $m_{cp} = 1,65$  м по прил. 9 принимаем диаметр исполнительного органа  $D = 1,25$  м, ширину захвата  $B = 0,63$  м, число заходов шнека  $Z = 2$  и частоту его вращения  $n = 54$  об/мин.

Горно-геологические условия пласта

Параметр	Обозначение	Величина
Средняя мощность пласта, м	$m_{\text{ср}}$	1,65
Угол падения пласта, град	$\alpha$	30
Сопротивляемость пласта резанию в неотжатой зоне очистного забоя, Н/мм	$A_p$	200
Показатель степени хрупкости пласта при резании	$E$	1,65
Плотность угля, т/м <sup>3</sup>	$\gamma$	1,45

Для выбора типоразмера режущего инструмента определяем, к какой группе типовых условий применения комбайна относится разрабатываемый угольный пласт:

$$R = \frac{0,38A_p}{E + 1}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}\cdot\text{см}/\text{м}^3$$

$$R = \frac{0,38 \cdot 200}{1,65 + 1} = 28,6 \text{ кВт}\cdot\text{ч}\cdot\text{см}/\text{м}^3,$$

т.к.  $21 < 28,6 < 42$ , угольный пласт относится ко II группе типовых условий применения комбайна.

По прил. 9 определяем типоразмер резцов для принятого исполнительного органа и II группы типовых условий. Принимаем типоразмер резцов РО80.

По прил. 17 по типоразмеру резцов РО80 принимаем к установке на исполнительном органе резцы ЗР4–80. Конструктивный вылет резца  $l_x = 8$  см, ширина режущей кромки  $b_k = 1,4$  см, длина хвостовика  $l_x = 6,5$  см.

Радиальный вылет резца:

$$l_p = l_k \cdot \sin\theta, \text{ см}$$

$$\ell_p = 8 \cdot 1 = 8 \text{ см.}$$

Принимаем коэффициент вылета резца для радиальных резцов шнековых исполнительных органов  $\kappa_\ell = 1,6$ , т.к.  $E = 1,65$  – угли вязкие.

Максимальная толщина стружки для забойных резцов:

$$h_{\max} = \frac{\ell_p}{\kappa_\ell}, \text{ см}$$

$$h_{\max} = \frac{8}{1,6} = 5 \text{ см.}$$

Средняя толщина стружки:

$$h_{\text{ср}} = \frac{2}{\pi} h_{\max}, \text{ см}$$

$$h_{\text{ср}} = \frac{2}{3,14} \cdot 5 = 3,18 \text{ см.}$$

Средняя оптимальная ширина стружки (шаг резания) для забойных резцов:

$$t_{\text{опт.з}} = \left( \frac{5h_{\text{ср}}}{0,5h_{\text{ср}} + 4,5} + 0,7h_{\text{ср}} \right) \frac{1,47E}{E + 1,2} + b_k, \text{ см}$$

$$t_{\text{опт.з}} = \left( \frac{5 \cdot 3,18}{0,5 \cdot 3,18 + 4,5} + 0,7 \cdot 3,18 \right) \frac{1,47 \cdot 1,65}{1,65 + 1,2} + 1,4 = 5,52 \text{ см.}$$

Крайний кутковый шаг резания:

$$t_{\text{к.1}} = 0,45t_{\text{опт.з}}, \text{ см}$$

$$t_{\text{к.1}} = 0,45 \cdot 5,52 = 2,48 \text{ см.}$$

Ширина захвата кутковой части исполнительного органа:

$$1,3t_{\text{опт.з}} \leq B_k \leq 2t_{\text{опт.з}},$$

$$1,3 \cdot 5,52 \leq B_k \leq 2 \cdot 5,52,$$

$$7,18 \leq B_k \leq 11,04.$$

По выражению

$$t_{к.і} = \frac{(t_{3.1} - t_{к.1})(i_{л.к} - 1)}{(n_{л.к} - 1)} + t_{к.1}, \text{ см}$$

где  $t_{3.1} = 0,85 t_{\text{опт.3}}$ , см;  $t_{3.1} = 0,85 \cdot 5,52 = 4,69$  см, определяем шаги резания кутковой части исполнительного органа для четырех кутковых линий:

$$t_{к.1} = \frac{(4,69 - 2,48)(1 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 2,48 \text{ см};$$

$$t_{к.2} = \frac{(4,69 - 2,48)(2 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 3,22 \text{ см};$$

$$t_{к.3} = \frac{(4,69 - 2,48)(3 - 1)}{(4 - 1)} + 2,48 = 3,95 \text{ см}.$$

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину кутковой части исполнительного органа:

$$B_{к} = \sum_{i=1}^{n_{л.к}-1} t_{к.і}, \text{ см}$$

$$B_{к} = 2,48 + 3,22 + 3,95 = 9,65 \text{ см}.$$

Проверяем условие:

$$7,18 \leq B_{к} \leq 11,04,$$

$$7,18 \leq 9,65 \leq 11,04.$$

Условие удовлетворено, полученные шаги резания округляем и принимаем:

$$t_{к.1} = 2,5 \text{ см}; t_{к.2} = 3,2 \text{ см}; t_{к.3} = 4 \text{ см},$$

$$B_{к} = 2,5 + 3,2 + 4 = 9,7 \text{ см}.$$

Углы установки кутковых резцов к направлению подачи:

$$\beta_i = \arcsin \frac{B_{к} - \sum_{i=1}^{i_{л.к}} t_{к.і-1}}{(\ell_{к} + \ell_{х}) \cdot \sin \theta}, \text{ град}$$

первая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - 0}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 42^\circ,$$

вторая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - 2,5}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 30^\circ,$$

третья линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - (2,5 + 3,2)}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 16^\circ,$$

четвертая линия

$$\beta_i = \arcsin \frac{9,7 - (2,5 + 3,2 + 4)}{(8 + 6,5) \cdot 1} = 0^\circ.$$

Ширина захвата забойной части исполнительного органа:

$$\begin{aligned} 102 \cdot B - B_k &\leq B_3 \leq 102 \cdot B_3 + t_{\text{опт.з}} - B_k, \\ 102 \cdot 0,63 - 9,7 &\leq B_3 \leq 102 \cdot 0,63 + 5,52 - 9,7, \\ 54,56 \text{ см} &\leq B_3 \leq 60,08 \text{ см}. \end{aligned}$$

Определяем, с какого числа  $n_{\text{л.з}}$  начинаем перебор для удовлетворения этого условия:

$$\begin{aligned} n_{\text{л.з}} &= \frac{100B - B_k}{t_{\text{опт.з}}}, \\ n_{\text{л.к}} &= \frac{100 \cdot 0,63 - 9,7}{5,52} = 9,65, \end{aligned}$$

поэтому расчет шагов резания для забойной части начинаем с  $n_{\text{л.з}} = 10$ .

Последний (с завальной стороны шнека) шаг резания в забойной части (в нашем примере – десятый):

$$\begin{aligned} t_{3,10} &\leq 1,15 t_{\text{опт.з}}, \\ t_{3,10} (t_{3,п}) &= 1,15 \cdot 5,52 = 6,35 \text{ см}. \end{aligned}$$

По выражению

$$t_{3,i} = \frac{(t_{3,n} - t_{3,1})(i_{л.3} - 1)}{(n_{л.3} - 1)} + t_{3,1}, \text{ см}$$

определяем остальные шаги резания забойной части исполнительного органа для десяти забойных линий.

$$t_{3,2} = \frac{(6,35 - 4,69)(2 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 4,88 \text{ см,}$$

$$t_{3,3} = \frac{(6,35 - 4,69)(3 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,06 \text{ см,}$$

$$t_{3,4} = \frac{(6,35 - 4,69)(4 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,24 \text{ см,}$$

$$t_{3,5} = \frac{(6,35 - 4,69)(5 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,43 \text{ см,}$$

$$t_{3,6} = \frac{(6,35 - 4,69)(6 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,61 \text{ см,}$$

$$t_{3,7} = \frac{(6,35 - 4,69)(7 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,80 \text{ см,}$$

$$t_{3,8} = \frac{(6,35 - 4,69)(8 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 5,98 \text{ см,}$$

$$t_{3,9} = \frac{(6,35 - 4,69)(9 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 6,16 \text{ см,}$$

$$t_{3,10} = \frac{(6,35 - 4,69)(10 - 1)}{(10 - 1)} + 4,69 = 6,35 \text{ см.}$$

Суммируя полученные шаги резания, определяем ширину забойной части исполнительного органа:

$$B_3 = \sum_{i=1}^{n_{л.3}} t_{3,i}, \text{ см}$$

$$B_3 = 4,69 + 4,88 + 5,06 + 5,24 + 5,43 + 5,61 + 5,80 + 5,98 + \\ + 6,16 + \dots + 6,35 = 55,2 \text{ см.}$$

Проверяем условие, определяемое зависимостью (2.40):

$$54,56 \leq B_3 \leq 60,08,$$

$$54,56 \leq 55,2 \leq 60,08.$$

Условие удовлетворено, полученные шаги резания округляем до 0,5 см и принимаем:

$$t_{3,1} = 4,5 \text{ см}; t_{3,2} = 5,0 \text{ см}; t_{3,3} = 5,0 \text{ см}; t_{3,4} = 5,0 \text{ см}; t_{3,5} = 5,5 \text{ см}; \\ t_{3,6} = 5,5 \text{ см}; t_{3,7} = 6,0 \text{ см}; t_{3,8} = 6,0 \text{ см}; t_{3,9} = 6,0 \text{ см}; t_{3,10} = 6,5 \text{ см}; \\ B_3 = 55 \text{ см}.$$

Проверяем частоту вращения шнека по условию  $n > n_{кр}$ , для чего определяем параметры шнека.

Среднее значение хода винта спирали шнека:

$$S = \sqrt[3]{D^2}, \text{ м}$$

$$S = \sqrt[3]{1,25^2} = 1,16 \text{ м}.$$

Диаметр шнека без учета вылета резцов:

$$D_{ш} = D - 0,02\ell_p, \text{ см}$$

$$D_{ш} = 1,25 - 0,02 \cdot 8 = 1,09 \text{ м}.$$

Диаметр ступицы шнека:

$$d = 0,4\sqrt{D}, \text{ м}$$

$$d = 0,4\sqrt{1,25} = 0,44 \text{ м}.$$

Угол подъема винта шнека:

$$\alpha_{ш} = \arctg \frac{S}{\pi D_{ш}}, \text{ град}$$

$$\alpha_{ш} = \arctg \frac{1,16}{3,14 \cdot 1,09} = 18^\circ 43'.$$

Приведенная площадь потока угля:

$$F_{п} = \frac{\pi(D_{ш}^2 - d^2) \left( S - \frac{\delta}{\cos \alpha_{ш}} z \right)}{4S}, \text{ м}^2$$

$$F_{\Pi} = \frac{3,14(1,09^2 - 0,44^2) \left( 1,16 - \frac{0,12}{\cos 18^{\circ}43'} \cdot 2 \right)}{4 \cdot 1,16} = 0,61, \text{ м}^2.$$

Площадь погрузочного окна:

$$F_o = 0,6 \cdot F_{\Pi}, \text{ м}^2$$

$$F_o = 0,6 \cdot 0,61 = 0,36 \text{ м}^2.$$

Коэффициент использования сечения шнека:

$$\psi = 0,44\sqrt{D} \left( 0,9 \frac{F_o}{F_{\Pi}} + 0,1 \right),$$

$$\psi = 0,44\sqrt{1,25} \left( 0,9 \frac{0,36}{0,6} + 0,1 \right) = 0,315.$$

Коэффициент, учитывающий часть непогруженного угла:

$$\mu = \frac{3 \cdot V_{\Pi}}{\frac{F_o}{F_{\Pi}} n \sqrt{D}} + \frac{H_{\Pi}}{2 \cdot D}.$$

Скорость подачи комбайна  $V_{\Pi}$  принимаем в соответствии с [17, 18].

$$\mu = \frac{3 \cdot 4,65}{\frac{0,36}{0,6} 54 \sqrt{1,25}} + \frac{0,2}{2 \cdot 1,25} = 0,465.$$

Высота непогруженного слоя угля:

$$H_o = \mu D, \text{ м}$$

$$H_o = 0,465 \cdot 1,25 = 0,58 \text{ м}.$$

Коэффициент, учитывающий часть угля, подлежащую погрузке:

$$\kappa_{\Pi} = \frac{D_{\text{оп}}}{m_{\text{сп}}},$$

$$\kappa_{\Pi} = \frac{1,25}{1,65} = 0,75.$$

Критическая частота вращения исполнительного органа:



$$n_{кр} = \frac{BV_{\Pi}(m_{ср}k_{\Pi}\lambda - H_o)}{F_{\Pi}S\psi}, \text{ об/мин}$$

$$n_{кр} = \frac{0,63 \cdot 4,65(1,65 \cdot 0,75 \cdot 1,6 - 0,58)}{0,61 \cdot 1,16 \cdot 0,315} = 18 \text{ об/мин.}$$

Принятая частота вращения шнека больше критической 54 об/мин > 18 об/мин.

Условие удовлетворяется.

Количество резцов в забойной линии:

$$m_{л.з} = \frac{100V_{\Pi}}{h_{\max}n},$$

$$m_{л.з} = \frac{100 \cdot 4,65}{5 \cdot 54} = 1,72,$$

принимаем  $m_{л.з} = Z = 2$ .

Количество резцов в забойной части исполнительного органа:

$$m_3 = \sum_{i=1}^{n_{л.з}} m_{л.з},$$

$$m_3 = \sum_1^{10} 2 = 20.$$

Количество резцов в крайней (первой) кутковой линии:

$$m_{л.к.1} = m_{л.з} + z,$$

$$m_{л.к.1} = 2 + 2 = 4.$$

Количество резцов в последующих кутковых линиях резания:

$$m_{л.к.i} = m_{л.к.1} - \frac{(m_{л.к.1} - m_{л.з})(i_{л.к} - 1)}{(n_{л.к} - 1)};$$

вторая линия  $m_{л.к.2} = 4 - \frac{(4 - 2)(2 - 1)}{(4 - 1)} = 3,33$ ; принимаем 3;

третья линия  $m_{л.к.3} = 4 - \frac{(4 - 2)(3 - 1)}{(4 - 1)} = 2,67$ ; принимаем 3;

четвертая линия  $m_{л.к.4} = 4 - \frac{(4 - 2)(4 - 1)}{(4 - 1)} = 2$ ; принимаем 2.

Количество резцов в кутковой части исполнительного органа:

$$m_k = \sum_{i=1}^{n_{л.к}} m_{л.к.i},$$

$$m_k = 4 + 3 + 3 + 2 = 12.$$

Проверяем условие

$$m_k \geq \frac{160}{m_3 + 3},$$

$$12 \geq \frac{160}{20 + 3},$$

$$12 \geq 6,96.$$

Условие выполняется.

Количество резцов на исполнительном органе:

$$m_p = m_3 + m_k,$$

$$m_p = 20 + 12 = 32.$$

Центральный угол между началом отсчета и  $i$ -м резцом (расстановка начинается с первой забойной линии резания):

$$\gamma_i = \frac{3,6}{S} (B_{3,i} - t_{3,1}) + \frac{360}{Z} (i - 1), \text{ град}$$

$$\gamma_1 = \frac{3,6}{1,16} (4,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (1 - 1) = 0^\circ$$

$$\gamma_2 = \frac{3,6}{1,16} (4,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (2 - 1) = 180^\circ$$

$$\gamma_3 = \frac{3,6}{1,16} (9,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (1 - 1) = 15^\circ 30'$$

$$\gamma_4 = \frac{3,6}{1,16} (9,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (2 - 1) = 195^\circ 30'$$

$$\gamma_5 = \frac{3,6}{1,16} (14,5 - 4,5) + \frac{360}{2} (1 - 1) = 31^\circ$$

$$\gamma_6 = \frac{3,6}{1,16}(14,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 211^\circ$$

$$\gamma_7 = \frac{3,6}{1,16}(19,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 46^\circ 30'$$

$$\gamma_8 = \frac{3,6}{1,16}(19,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 226^\circ 30'$$

$$\gamma_9 = \frac{3,6}{1,16}(25 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 63^\circ 33'$$

$$\gamma_{10} = \frac{3,6}{1,16}(25 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 243^\circ 33'$$

$$\gamma_{11} = \frac{3,6}{1,16}(30,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 80^\circ 36'$$

$$\gamma_{12} = \frac{3,6}{1,16}(30,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 260^\circ 36'$$

$$\gamma_{13} = \frac{3,6}{1,16}(36,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 99^\circ 12'$$

$$\gamma_{14} = \frac{3,6}{1,16}(36,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 279^\circ 12'$$

$$\gamma_{15} = \frac{3,6}{1,16}(42,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 117^\circ 48'$$

$$\gamma_{16} = \frac{3,6}{1,16}(42,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 297^\circ 48'$$

$$\gamma_{17} = \frac{3,6}{1,16}(48,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 136^\circ 24'$$

$$\gamma_{18} = \frac{3,6}{1,16}(48,5 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 316^\circ 24'$$

$$\gamma_{19} = \frac{3,6}{1,16}(55 - 4,5) + \frac{360}{2}(1 - 1) = 156^\circ 33'$$

$$\gamma_{20} = \frac{3,6}{1,16}(55 - 4,5) + \frac{360}{2}(2 - 1) = 336^{\circ}33'$$

Расстановка резцов в кутковой части исполнительного органа производится равномерно, образуя обратный веер по отношению к забойным резцам (рис. 2.11).

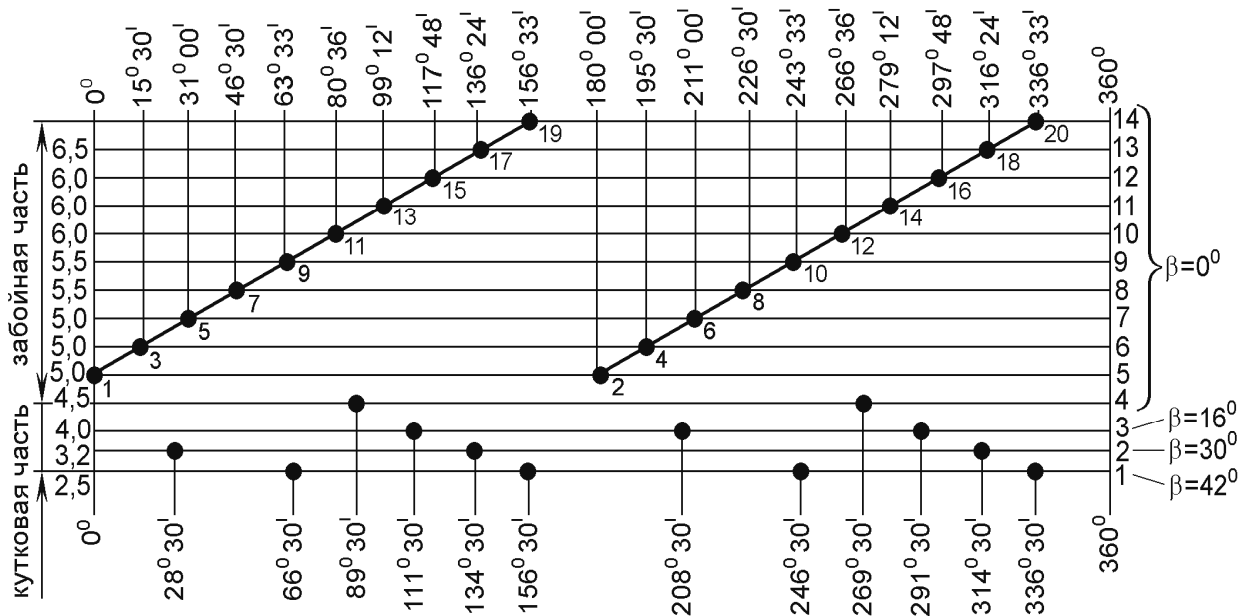


Рис. 2.11. Схема расстановки резцов на исполнительном органе

Для оснащения торцевой части шнека принимаем радиально-торцевые резцы ШБМ-2С.

## 2.6. Расчет параметров струговой выемки

В случае применения струговой установки выемка угля осуществляется за счет поступательного движения струга относительно забоя с помощью двух приводов, расположенных на сопряжениях лавы с примыкающими выработками. В приводах применяются асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором с номинальной мощностью до 500 кВт. Основные типы струговых установок, применяемых на угольных шахтах, и их основные технические характеристики приведены в прил. 7.

Главными параметрами струговой установки, влияющими на производительность и подлежащими определению, являются *высота струга*, *скорость перемещения струга* и *толщина снимаемой стружки*.

### 2.6.1. Высота струга

Вследствие того, что мощность угольных пластов колеблется в пределах от  $m_{\min}$  до  $m_{\max}$ , а также для снижения вероятности подрубки кровли, например при всплытии конвейера на штыб угля, высоту струга рекомендуется определять по двум факторам:

- из условия погрузки отбитой горной массы на став забойного конвейера при выемке пласта;
- с оставлением и дальнейшим самообрушением верхней части пласта.

Минимальная высота струга определяется из условий погрузки угля:

$$H_{c \min} = H_{\Pi} + 4,8H_{\min} h_{\max} + \Delta_{p.v}, \quad (2.59)$$

где  $H_{c \min}$  – минимальная высота струга, см;  $H_{\Pi}$  – высота погрузки (кратчайшее расстояние от верхнего края погрузочной поверхности до почвы пласта), см;  $H_{\min}$  – минимальная мощность пласта, м;  $h_{\max}$  – наибольшая толщина стружки для принятых режимов работы системы “струг – конвейер”, см;  $\Delta_{p.v}$  – превышение верхнего резца над корпусом резцовой головки струга (принимается 2–5 см).

Максимальная высота струга определяется по формуле

$$H_{c \max} = (70-80)m_{\max}, \quad (2.60)$$

где  $H_{c \max}$  – максимальная высота струга, см;  $m_{\max}$  – максимальная мощность пласта, м.

### 2.6.2. Глубина резания

Максимальная глубина резания (толщина стружки) определяется по мощности привода, расходуемой на резание, пропускной способности конвейера и максимальному вылету резцов.

Известно, что мощность электропривода струговой установки определяется из выражения

$$N = 3600V_c h_{\max} m_{\max} H_w, \quad (2.61)$$

где  $V_c$  – скорость перемещения струга, м/с;  $h_{\max}$  – максимальная глубина резания, м;  $m_{\max}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м;  $H_w$  – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/м<sup>3</sup>.

Согласно результатам проведенных исследований при существующих конструкциях исполнительных органов струговых установок и режущего инструмента 70–80 % тягового усилия и мощности привода расходуется на преодоление сил трения, навалку угля и за-

чистку почвы и только 20–30 % – непосредственно на разрушение угля [32].

$$N_p = k_p N, \quad (2.62)$$

где  $N_p$  – мощность привода, затрачиваемая на резание угля, кВт;  $k_p$  – коэффициент полезного действия струговой установки ( $k_p = 0,2–0,3$ ).

Отсюда максимальная толщина стружки по мощности электродвигателей составит

$$h_{\max} = \frac{N_p}{3600 V_c m_{\max} H_w}. \quad (2.63)$$

Удельный расход электроэнергии зависит от сопротивляемости угля резанию, параметров разрушения, конструкции струга и ряда других факторов. Он принимается в диапазоне 0,15–0,6 кВт·ч/м<sup>3</sup> пропорционально сопротивляемости угля на поверхности забоя  $A_{\text{заб}}$ , определяемой по сопротивляемости угля резанию в неотжатой зоне  $A_p = 80–360$  Н/мм и коэффициенту отжима  $\kappa_{\text{от}}$ .

$$A_{\text{заб}} = \kappa_{\text{от}} A_p. \quad (2.64)$$

Коэффициент отжима  $\kappa_{\text{от}}$  для вязких углей принимается равным 0,67, для хрупких – 0,5 и для весьма хрупких – 0,38 [9].

Различают два скоростных режима работы струговой установки: скорость струга меньше скорости конвейера  $V_c / V_k < 1$  – отстающий режим и скорость струга больше скорости конвейера  $V_c / V_k > 1$  – опережающий режим.

При челноковой работе струга в режиме  $V_c < V_k$  глубина резания

$$h = \frac{1}{2} (h_{\text{к.в}} + h_{\text{к.п}}), \quad (2.65)$$

где  $h_{\text{к.в}}$  – глубина резания, рассчитанная по приемной способности конвейера при встречном движении, см;  $h_{\text{к.п}}$  – глубина резания, рассчитанная по приемной способности конвейера при попутном движении, см.

Величины  $h_{\text{к.в}}$  и  $h_{\text{к.п}}$  с учетом относительных скоростей перемещенного струга и скребков конвейера соответственно определяются по формулам

$$h_{\text{к.в}} = \frac{S_k (V_k + V_c)}{m V_c \varphi}, \quad (2.66)$$

$$h_{\text{к.п}} = \frac{S_{\text{к}}(V_{\text{к}} - V_{\text{с}})}{m V_{\text{с}} \varphi}, \quad (2.67)$$

где  $S_{\text{к}}$  – площадь поперечного сечения потока угля, доставляемого конвейером струговой установки,  $\text{см}^2$ .

$$S_{\text{к}} = b_3 H_3, \quad (2.68)$$

где  $b_3$ ,  $H_3$  – соответственно ширина и высота загрузочного сечения конвейера, см. Эти параметры определяются в соответствии с табл. 2.13;  $\varphi$  – коэффициент разрыхления вынимаемого пласта.

Таблица 2.13

Параметры загрузочного сечения конвейера

Струговая установка	$b_3$ , см	$H_3$ , см
СО75М	50	16,5
СН75	56	19,5

Продолжительность паузы  $t_{\text{п}}$  для частичной разгрузки конвейера перед реверсом струга определяется по формуле

$$t_{\text{п}} = \frac{L(V_{\text{с}} - V_{\text{к}})}{V_{\text{с}} V_{\text{к}}}, \quad (2.69)$$

где  $t_{\text{п}}$  – продолжительность паузы, с;  $L$  – длина лавы, м.

При односторонней работе в режиме  $V_{\text{с}} < V_{\text{к}}$   $h = h_{\text{к.в.}}$

При челноковой работе в режиме  $V_{\text{с}} \approx 3V_{\text{к}}$ :

$$h = \frac{S_{\text{к}}(V_{\text{с}}^2 - V_{\text{к}}^2)}{m V_{\text{с}} (3V_{\text{с}} - V_{\text{к}})\varphi}.$$

(2.70)

При односторонней работе струга в режиме  $V_{\text{с}} \approx 3V_{\text{к}}$ :

$$h = \frac{2S_{\text{к}}(V_{\text{с}}^2 - V_{\text{к}}^2)}{m V_{\text{с}} (3V_{\text{с}} - V_{\text{к}})\varphi}. \quad (2.71)$$

При челноковой работе струга в режиме  $V_{\text{к}} < V_{\text{с}} < 2V_{\text{к}}$  с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера величина  $h$  определяется по формуле (2.65). Входящие в нее величины  $h_{\text{к}}$  и  $h_{\text{к.п}}$  – по формулам (2.66) и (2.67).

При односторонней работе струга в режиме  $V_{\text{к}} < V_{\text{с}} < 2V_{\text{к}}$  с паузой перед реверсом  $h$  равно  $h_{\text{к.в.}}$

Максимальная толщина стружки по вылету резцов определяется в соответствии с данными табл. 2.14.

Таблица 2.14

## Вылет резцов струга

Струговая установка	Максимальный вылет резцов, м
CO75M	0,07
CH75	0,07

**2.6.3. Скорость движения струга**

Так как скорости движения струга и скребковой цепи конвейера сопоставимы по величине, то существенное значение имеет скорость их относительного перемещения, особенно при попутном движении струга и грузопотока на конвейере. При расчете параметров струговых установок задача сводится к тому, чтобы найти такое соотношение скоростей струга  $V_c$  и конвейера  $V_k$ , при котором обеспечивается максимальная их производительность. Скорость струга, перемещаемого вдоль линии очистного забоя, может достигать 2,5–3,0 м/с, при этом оптимальные значения скорости движения тягового органа конвейера находятся в пределах 0,8–1,0 м/с [14].

Рациональная скорость резания для струга  $V_c$  определяется в зависимости от скорости движения конвейерной цепи  $V_k$  исходя из условий обеспечения нормального грузопотока из очистного забоя [17]:

$$\frac{V_c}{V_k} = 2 - 3 \text{ при } V_c > V_k; \quad \frac{V_c}{V_k} \leq 0,5 \text{ при } V_c < V_k. \quad (2.72)$$

**2.6.4. Производительность струговой установки**

Минутная производительность струговой установки [14]:

- при отстающем режиме

$$Q = 60 \cdot F_k \cdot \gamma_n \cdot (V_k - V_c), \text{ т/мин}, \quad (2.73)$$

где  $\gamma_n$  – плотность угля в разрыхленном состоянии, т/м<sup>3</sup>;  $F_k$  – максимальная допустимая площадь поперечного сечения грузопотока стругового конвейера (определяется в соответствии с рис. 2.12), м<sup>2</sup>.

- при опережающем режиме

$$Q = 60 \cdot F_k \cdot \gamma_n \cdot (V_c^2 - V_k^2) / (3V_c - V_k), \text{ т/мин} \quad (2.74)$$

или

$$Q = 60 \cdot F_k \cdot \gamma_n \cdot V_k \cdot (c^2 - 1) / (3c - 1), \text{ т/мин},$$



где  $c = \frac{V_c}{V_k}$  – соотношение скоростей движения струга и тяговой цепи конвейера.

Максимальное значение толщины стружки

$$h_{\max} = \frac{F_k}{m\varphi} \cdot \frac{c^2 - 1}{c(3c - 1)}, \text{ м}, \quad (2.75)$$

где  $m$  – мощность пласта, м;  $\varphi$  – коэффициент разрыхления угля. Например,  $h = 34\text{--}74$  мм для 2СН3413.

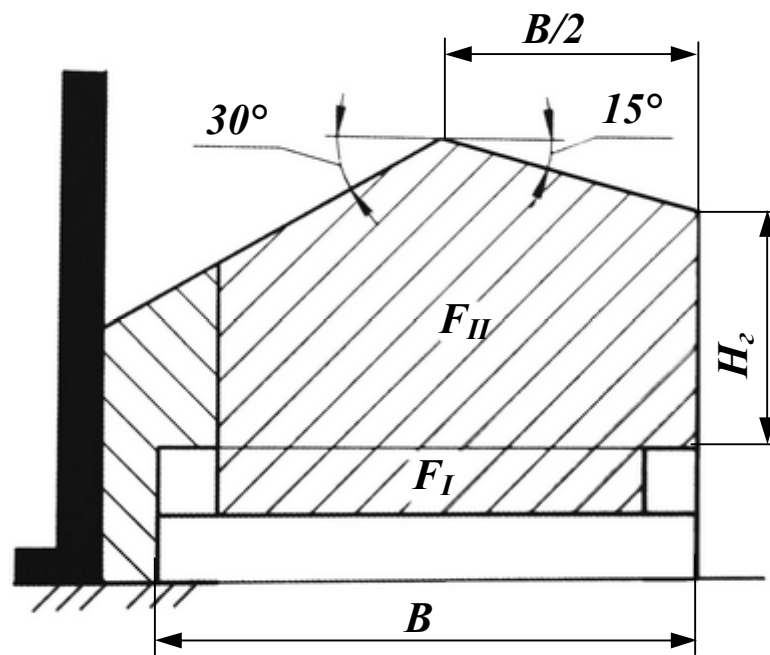


Рис. 2.12. Расчетная схема для определения допустимой площади поперечного сечения грузопотока конвейера

Расчетный рациональный шаг расстановки резцов, установленных по линейной схеме, по условию минимальной энергоемкости разрушения

$$t_{\text{ш}} = \left[ \frac{75h}{h + 6,5} + 0,3h + (b_p - 2) \right] k_{\text{ш}}, \text{ мм}, \quad (2.76)$$

где  $h$  – расчетная толщина стружки, мм;  $b_p$  – ширина режущей кромки резца, мм;  $k_{\text{ш}}$  – коэффициент ширины среза: 0,85 – для вязких углей; 1,0 – для хрупких углей; 1,15 – для весьма хрупких углей.

### 3. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

В этом разделе приводится расчет теоретической, технической и эксплуатационной производительности очистного забоя.

### 3.1. Теоретическая производительность

Теоретическая производительность – это количество полезного ископаемого, добываемого за единицу времени при непрерывной работе выемочной машины с рабочими параметрами, максимально возможными в заданных условиях эксплуатации.

Теоретическая производительность очистного комбайна

$$Q_T = 60 m_{cp} B V_{п} \gamma, \quad (3.1)$$

где  $m_{cp}$  – средняя мощность пласта, м;  $B$  – ширина захвата комбайна, м;  $V_{п}$  – скорость подачи комбайна, м/мин;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Теоретическая производительность струговой установки

$$Q_T = 3600 m_{cp} h V_p \gamma, \quad (3.2)$$

где  $h$  – глубина резания исполнительного органа, м;  $V_p$  – скорость резания струга, м/с.

### 3.2. Техническая производительность

Техническая производительность – максимально возможная среднечасовая производительность при работе в конкретных условиях эксплуатации.

Она определяется с учетом простоев, присущих конструкции комплекса (затраты времени на маневровые операции, концевые операции, на устранение отказов).

$$Q_{тех} = Q_T k_{тех}, \quad (3.3)$$

где  $Q_{тех}$  – техническая производительность, т/ч;  $Q_T$  – теоретическая производительность, т/ч;  $k_{тех}$  – коэффициент технической производительности ( $k_{тех} = 0,7$  – для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна;  $k_{тех} = 0,8$  – для очистных комплексов с челноковой схемой работы комбайна;  $k_{тех} = 0,75–0,85$  – для струговых очистных механизированных комплексов).

*Схему работы очистного комбайна рекомендуется принимать в зависимости от мощности обрабатываемого пласта  $t < 2,5$  м – челноковая схема,  $t > 2,5$  м – односторонняя схема.*

### 3.3. Эксплуатационная производительность

Эксплуатационная производительность – это производительность с учетом простоев по организационным причинам и простоев, связанных с устранением технических неполадок, не зависящих от конструкции комплекса.

Она определяется с учетом коэффициента эксплуатационной производительности, учитывающего время простоев по эксплуатационным, организационным и техническим причинам (отсутствие порожняка, электроэнергии, рабочего инструмента, остановка обслуживания транспортного комплекса и т.д.).

$$Q_э = Q_т к_э, \quad (3.4)$$

где  $Q_э$  – эксплуатационная производительность, т/ч;  $Q_т$  – теоретическая производительность, т/ч;  $к_э$  – коэффициент эксплуатационной производительности [21]:

$$к_э = \frac{1}{\frac{1}{к_с} + \frac{1}{к_г} + \frac{1}{к_{эо}} - 2}, \quad (3.5)$$

где  $к_с$  – коэффициент совершенства схемы работы комплекса,

$$к_с = \frac{T}{T + T_{мо} + T_{ко}}, \quad (3.6)$$

$T$  – машинное время работы комбайна по добыче, мин;  $T_{мо}$ ;  $T_{ко}$  – соответственно время маневровых и концевых операций, мин;

$$T_{мо} = \frac{L}{V_{мп}}, \quad (3.7)$$

где  $L$  – длина лавы, м;  $V_{мп}$  – маневровая скорость подачи комбайна, м/мин;

$$T_{ко} = \left( \frac{3L_{кз}}{V_{пз}} + 5t_{мо} + \frac{B}{V_{фк}} \right) к_у, \quad (3.8)$$

где  $L_{кз}$  – длина косога заезда, м ( $L_{кз} = 10-18$  м);  $V_{пз}$  – скорость подачи комбайна при косом заезде, м/мин ( $V_{пз} = 1,5-2,0$ );  $t_{мо}$  – время вертикальных перемещений исполнительного органа при косом заезде и доработке концевых участков лавы, мин ( $t_{мо} = 1-2$ );  $B$  – шаг передвижки, м;  $V_{фк}$  – скорость фланговой передвижки концевого участка конвейера по зарубке, м/мин ( $V_{фк} = 1$ );  $к_у$  – коэффициент организации и условий труда ( $к_у = 1,0-1,3$ );  $к_г$  – коэффициент готовности системы машин комплексов;  $к_{эо}$  – коэффициент непрерывности работы комплекса, определяемый простоями по организационно-эксплуатационным причинам. Коэффициенты  $к_г$  и  $к_{эо}$  определяются по табл. 3.1.

Для предварительной оценки принимается  $к_э = 0,6$  – для очистных комплексов с односторонней схемой работы комбайна,

$k_3 = 0,7$  – для очистных комплексов с челноковой схемой работы комбайна,  $k_3 = 0,65–0,75$  – для струговых очистных механизированных комплексов.

Таблица 3.1

Значения коэффициентов  $k_r$  и  $k_{30}$ 

Мощность пласта, м	Угол падения, град	Коэффициент $k_r$	Коэффициент $k_{30}$
0,7–1,0	0–15	0,8–0,85	0,78
	15–30	0,75–0,8	0,75
	60–90	0,70–0,75	0,73
1,1–1,5	0–15	0,9–0,93	0,80
	15–30	0,87–0,90	0,77
	60–90	0,80–0,85	0,75
1,6 и более	0–15	0,9–0,95	0,82
	15–30	0,87–0,92	0,80

#### 4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Основным производственным процессом добычи угля на шахтах является очистная выемка, которая характеризуется работой очистного забоя по определенному графику. При поточной организации производства все процессы и операции выполняют согласно графику организации работ. Он включает в себя планограмму работ, график выходов рабочих и таблицу технико-экономических показателей.

При составлении графика организации работ необходимо установить режим и форму организации труда в забое.

Обычно в комплексно-механизированных забоях применяют координатные графики, на которых наглядно изображены протекающие во времени и пространстве все основные процессы и операции.

При комплексно-механизированной выемке необходимо руководствоваться следующими принципами:

- выемка угля должна осуществляться узкозахватными самозарубающимися очистными комбайнами;

- передвижка секций механизированной крепи должна производиться вслед за выемкой угля;
- конструкция забойного конвейера должна обеспечивать при его передвижке погрузку оставшегося на почве угля пассивными лемехами.

#### 4.1. Построение planoграммы работ в забое

Режим работы обычно четырехсменный, по 6 часов каждая смена, из которых три добычные и одна ремонтноподготовительная. Все виды работ в лаве выполняет комплексная бригада рабочих, состоящая из сменных звеньев.

Рабочий цикл по выемке полосы угля включает в себя следующие основные виды работ в лаве: выемка угля комбайном, зачистка почвы комбайном (при односторонней схеме работ), передвижка конвейера, передвижка секций крепи.

Все виды работ приводятся на planoграмме, отражающей рабочие операции во времени и пространстве (рис. 4.1).

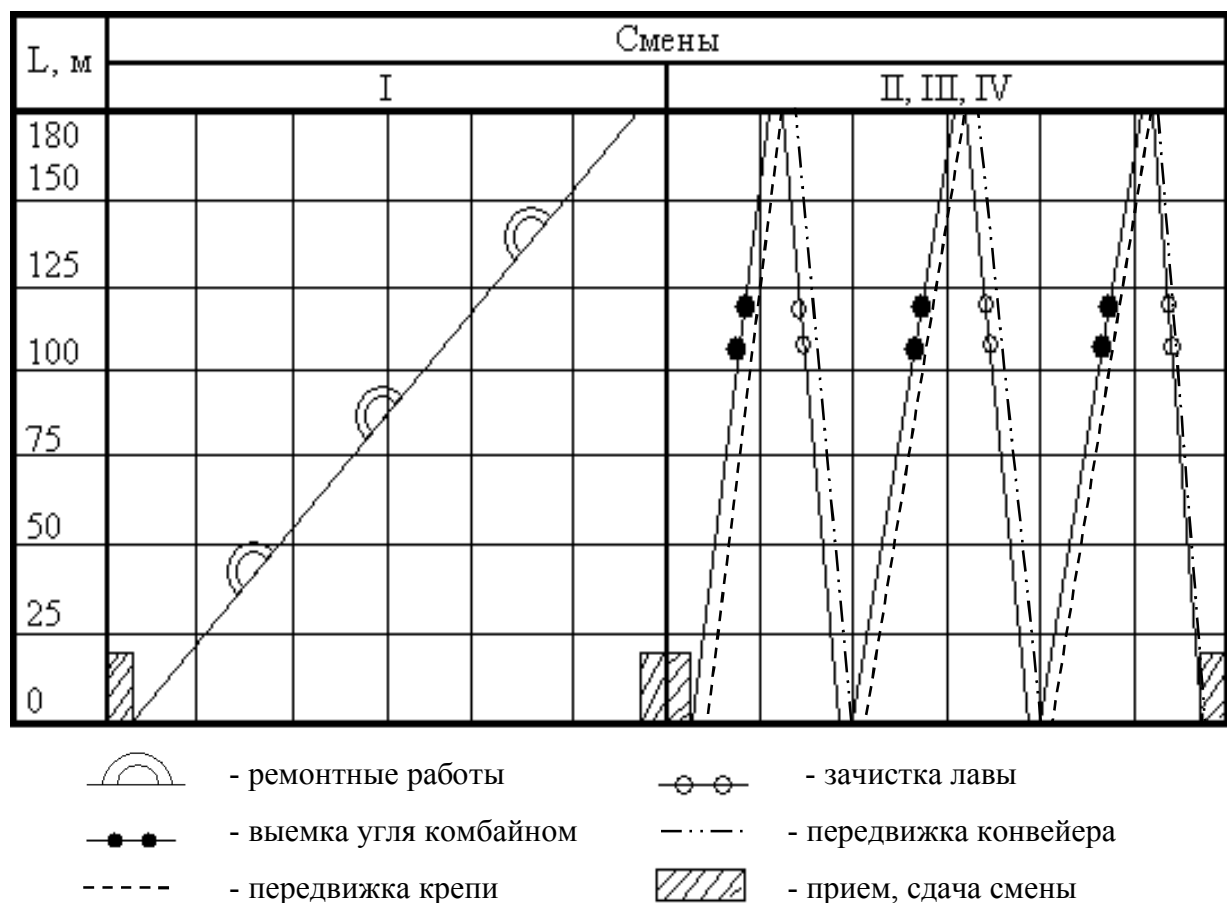


Рис. 4.1. Планограмма выполнения работ в лаве

Для построения планограммы работ в лаве необходимо определить количество рабочих циклов в сутки и время одного цикла.

$$n_{\text{ц}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{Q_{\text{стр}}}, \quad (4.1)$$

где  $n_{\text{ц}}$  – количество рабочих циклов в сутки;  $Q_{\text{сут}}$  – производительность комплекса в сутки, т/сут;  $Q_{\text{стр}}$  – производительность комплекса при выемке одной стружки, т/стр.

$$Q_{\text{сут}} = 18 Q_{\text{э}}, \quad (4.2)$$

где  $Q_{\text{э}}$  – эксплуатационная производительность комплекса, т/ч.

$$Q_{\text{стр}} = L m B \gamma, \quad (4.3)$$

где  $L$  – длина лавы, м;  $m$  – мощность пласта, м;  $B$  – ширина захвата комбайна, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Время одного цикла:

$$t_{\text{ц}} = \frac{L}{V_{\text{эп}}}, \quad (4.4)$$

или

$$t_{\text{ц}} = \frac{1080}{n_{\text{ц}}}, \quad (4.5)$$

где  $t_{\text{ц}}$  – время цикла, мин;  $L$  – длина лавы, м;  $V_{\text{эп}}$  – эксплуатационная скорость подачи комбайна, м/мин;  $n_{\text{ц}}$  – количество рабочих циклов в сутки;

$$V_{\text{эп}} = V_{\text{п}} K_{\text{э}}, \quad (4.6)$$

где  $V_{\text{п}}$  – скорость подачи комбайна, м/мин;  $K_{\text{э}}$  – эксплуатационный коэффициент.

При односторонней схеме работы комбайна необходимо определить время на зачистку почвы:

$$t_{\text{з}} = \frac{L}{V_{\text{мп}}}, \quad (4.7)$$

где  $L$  – длина лавы, м;  $V_{\text{мп}}$  – маневровая скорость подачи комбайна, м/мин.

При этом время на зачистку почвы входит во время рабочего цикла.

## 4.2. Определение численности очистной бригады

Основной формой организации труда в очистных забоях является работа комплексной бригады. Численный состав бригады рассчитывают исходя из объемов работ по процессам и операциям с учетом норм выработки на их выполнение. Объемы работ определяют на какой-либо временной промежуток: цикл, смену, сутки. Поскольку нагрузку на очистной забой обычно рассчитывают на сутки, то объемы работ должны быть определены на этот промежуток времени.

Выполняют расчеты следующим образом:

- устанавливают перечень всех процессов и операций, выполняемых в забое в течение суток при принятой технологической схеме очистных работ. Например, в забоях, оборудованных механизированными комплексами, следует учитывать операции: выемка угля комбайном, самозарубка комбайна, передвижка оборудования комплекса (секций механизированной крепи, забойного конвейера, перегружателя, энергопоезда, крепи сопряжений), укорачивание штрекового конвейера и другие;

- определяют объем работ по учтенным процессам и операциям;

- определяют нормы выработки: агрегатную и по операциям технологического процесса.

Нормы выработки по процессам и операциям устанавливают по справочникам, рекомендуемым для шахт Кузбасса [33, 34]:

$$N_i = V_i / H_v, \text{ человеко-смен,} \quad (4.8)$$

где  $V_i$  – объем работ по процессу за сутки;  $H_v$  – норма выработки по процессу с учетом понижающих и повышающих коэффициентов;

- определяют явочную численность рабочих очистной бригады путем суммирования требуемого числа человеко-смен по отдельным процессам.

Окончательный численный состав бригады на сутки принимают несколько меньше расчетного количества человеко-смен, чтобы коэффициент перевыполнения норм выработки был немного более единицы (до 1,1). Делением расчетного количества человеко-смен на принятый численный состав определяют коэффициент перевыполнения норм выработки;

- определяют комплексную норму выработки по формуле

$$H_{\text{комп}} = Q_{\text{сут}} / \sum N_i; \quad (4.9)$$

- определяют расчетом списочный состав бригады и оформляют его в виде таблиц

$$N_{\text{сп}} = K_{\text{сп}} N_{\text{яв}}, \quad (4.10)$$

где  $k_{\text{сп}}$  – коэффициент списочного состава;  $N_{\text{яв}}$  – явочная численность рабочих.

Коэффициент списочного состава определяется по формуле

$$k_{\text{сп}} = \frac{T}{0,96(365 - П - В - 27)}, \quad (4.11)$$

где  $T$  – количество рабочих дней предприятия в году; 365 – количество дней в году;  $П$  – количество праздничных дней в году;  $В$  – количество выходных дней в году; 27 – продолжительность отпуска, дней/год; 0,96 – коэффициент, учитывающий количество невыходов в соответствии с законодательством РФ.

### 4.3. Составление графика выходов рабочих

Пример графика выходов рабочих комплексной бригады (табл. 4.1).

Таблица 4.1

График выходов

Профессия	Число рабочих в смену				В сутки	Смены			
	I	II	III	IV		I	II	III	IV
Машинист комбайна	1	1	1	1	4				
Помощник машиниста	1	1	1	1	4				
Горнорабочий очистного забоя	1	3	3	3	10				
Электрослесарь	5	1	1	1	8				
Горнорабочий	2	1	1	1	5				
Всего	10	7	7	7	31				

В очистных забоях работу ведут комплексные бригады, которые выполняют все рабочие операции. Режим работы обычно четырехсменный, по 6 часов каждая смена, из которых три добычные и одна ремонтно-подготовительная. Кроме рабочих-сдельщиков, выполняют ремонтные работы электрослесари и вспомогательные горнорабочие, не входящие в состав комплексной бригады. По установленной форме строят график выходов рабочих.



## **5. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЕГО РАБОТЫ НА ПЛАСТАХ КРУТОГО ПАДЕНИЯ**

Отработка крутых пластов в условиях Кузнецкого бассейна производится системами разработки с обрушением кровли и с закладкой выработанного пространства. Системы с закладкой выработанного пространства применяются в тех случаях, когда необходимо обеспечить сохранность объектов на поверхности шахты.

Из систем отработки с обрушением кровли на крутых пластах средней мощности рекомендуются следующие: длинные столбы по простиранию (ДСО), короткие столбы по падению с применением щитовых перекрытий (ЩО), подэтажная гидроотбойка угля (ПГО), которая применяется на гидрошахтах. Из перечисленных выше систем разработки наиболее эффективными являются щитовая система и система ПГО.

Выемка угля на пластах крутого падения осуществляется с помощью средств комплексной механизации, а также средств частичной механизации производственных операций [35–43]. Для комплексной механизации добычи угля применяются очистные механизированные комплексы и агрегаты. Условия применения и технические характеристики некоторых рекомендуемых к применению комплексов и агрегатов приведены в прил. 18, а механизированных крепей – в прил. 19.

При разработке крутонаклонных и крутых пластов системой ДСО при боковых породах не ниже средней устойчивости и на ненарушенных участках пластов мощностью 0,6–1,5 м рекомендуется применять механизированный комплекс КГУ, а на пластах мощностью до 2,5 м – механизированный комплекс КПК1М и фронтальный агрегат АК-3.

На крутых пластах при разработке их столбами по падению могут применяться щитовые агрегаты с крепями поддерживающе-оградительного типа 1АЩМ, 2АМЩ, 3АНЩ. Для пластов мощностью 0,7–2,2 м разработка ведется по падению полосами шириной 40–60 м. На пластах мощностью 3,0–6,0 м рекомендуется применять эластичные (бессекционные) щиты, щиты типа КС и щиты с раздельной передвижкой (ЩРП и ЩРПМ).

### **5.1. Расчет параметров работы щитового агрегата**

Наиболее высокие технико-экономические показатели и наиболее безопасные условия труда обеспечиваются при применении щитов с раздельной передвижкой и механизированной отбойкой угля в очистном забое. Щитовой агрегат состоит из щитового перекрытия, конвейероструга, гидрооборудования и электрооборудования. Щитовое перекрытие состоит из отдельных секций. Каждая секция имеет основание и перекрытие. На каждой секции щита установлены гидродомкраты подачи конвейероструга и гидродомкрат качания конвейероструга. *Конвейероструг* представляет собой выемочно-доставочную машину фронтального действия, механизующую выемку угля по всей мощности пласта и длине забоя и доставку его под крепью к углеспускной печи. Факторами, ограничивающими применение щитовых агрегатов, являются: наличие частых геологических нарушений, которые не могут быть преодолены агрегатом; значительная обводненность очистного забоя (более 15 м<sup>3</sup>/ч), неподдающаяся снижению с помощью существующих технических средств, и др.

Теоретически возможная производительность конвейероструга по отбойке угля определяется по формуле

$$Q_T = \frac{N_{уст}}{60 H_w}, \quad (5.1)$$

где  $Q_T$  – теоретически возможная производительность конвейероструга, т/мин;  $N_{уст}$  – устойчивая мощность электродвигателей конвейероструга, кВт;  $H_w$  – удельные энергозатраты на выемку полезного ископаемого, кВт·ч/т.

Удельные энергозатраты составляют  $H_w = 0,15–0,6$  кВт·ч/т при сопротивляемости угля резанию  $A_p = 80–360$  Н/мм. Большим значениям  $A_p$  соответствуют большие значения  $H_w$ . Определяются методом линейной интерполяции.

Техническая характеристика конвейеростругов приведена в прил. 20.

Теоретическая производительность стругового комплекса, агрегата может быть определена по формуле

$$Q_T = 3600 m h V_p \gamma, \quad (5.2)$$

где  $Q_T$  – теоретическая производительность, т/ч;  $m$  – средняя вынимаемая мощность пласта, м;  $h$  – глубина резания, м;  $V_p$  – скорость резания струга, м/с;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Техническая производительность стругового комплекса, агрегата определяется из выражения

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{T}} K_{\text{тех}}, \quad (5.3)$$

где  $K_{\text{тех}}$  – коэффициент технической производительности.

Коэффициент технической производительности представляет собой отношение

$$K_{\text{тех}} = T / (T + T_{\text{во}}), \quad (5.4)$$

где  $T$  – время выемки угля конвейеростругом, мин;  $T_{\text{во}}$  – продолжительность вспомогательных операций, мин;

$$T_{\text{во}} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4,$$

где  $t_1$  – норма времени на посадку щита, распор крепи, осмотр агрегата (8–10 мин);  $t_2$  – норма времени на поднятие и передвижку конвейероструга (8 мин);  $t_3$  – норма времени на снятие угля (2–5 мин);  $t_4$  – норма времени на разборку крепи и погашение углеспускного ската (10–20 мин).

В общем виде эксплуатационная производительность стругового комплекса, агрегата определяется по формуле

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{T}} K_{\text{э}}, \quad (5.5)$$

где  $K_{\text{э}}$  – коэффициент эксплуатационной производительности,

$$K_{\text{э}} = T / (T + T_{\text{во}} + T_{\text{эо}}), \quad (5.6)$$

где  $T_{\text{эо}}$  – время простоев по эксплуатационным и организационным причинам.

Более детальный расчет показывает, что суточная нагрузка на очистной забой, оборудованный щитовым агрегатом, может быть определена из выражения

$$Q_{\text{сут}} = \frac{T_{\text{см}} n_{\text{см}} L m \gamma r c}{T_{\text{ц}}}, \quad (5.7)$$

где  $T_{\text{см}}$  – длительность смены, принимается равной 6 ч;  $n_{\text{см}}$  – количество смен по добыче угля в сутки,  $n_{\text{см}} = 3$ ;  $L$  – длина очистного забоя,  $L = 40$  м;  $m$  – мощность пласта, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $r$  – шаг посадки агрегата (при АНЩ – 0,6 м, при АЦМ – 0,7 м);  $c$  –

коэффициент извлечения угля (0,97–0,98);  $T_{\text{ц}}$  – длительность цикла в минутах по выемке угля определится по формуле

$$T_{\text{ц}} = \kappa(T_3 + T_{\text{в}}) + \kappa_1 T_{\text{во}} T_{\text{р}}, \quad (5.8)$$

где  $\kappa$  – коэффициент, учитывающий перерывы в работе агрегата ( $\kappa = 1,16$ );  $T_3$  – время зарубки конвейероструга, мин;

$$T_3 = \frac{B}{V_d}, \quad (5.9)$$

$B$  – ширина вруба конвейероструга (0,76 м);  $V_d$  – скорость подачи конвейероструга при зарубке (0,04 м/мин);  $T_{\text{в}}$  – время выемки угля конвейеростругом, мин;

$$T_{\text{в}} = \frac{m - r_{\text{н}}}{V_{\text{р}}}, \quad (5.10)$$

где  $r_{\text{н}}$  – высота вруба, м ( $r_{\text{н}} = 0,66$  м);  $\kappa_1$  – коэффициент, учитывающий время подготовительно- заключительных операций (1,06);  $T_{\text{во}}$  – продолжительность вспомогательных операций, мин;  $T_{\text{р}}$  – время на ремонтно-подготовительные работы, мин,

$$T_{\text{р}} = \frac{1}{n_{\text{в}}} [\kappa(T_3 + T_{\text{в}}) + \kappa_1 T_{\text{во}}], \quad (5.11)$$

где  $n_{\text{в}}$  – количество смен по выемке угля.

Для расчета графика организации работ определяется общее время цикла  $T_{\text{ц}}$  и время на выполнение отдельных операций цикла работ в соответствии с формулами.

Возможное количество циклов в смену

$$N_{\text{ц,см}} = (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}} - T_{\text{рп}}) / T_{\text{ц}}, \quad (5.12)$$

где  $T_{\text{пз}}$  – длительность подготовительно-заключительных операций, мин;  $T_{\text{рп}}$  – время регламентированных перерывов, мин.

Возможное количество циклов в сутки

$$N_{\text{ц,сут}} = N_{\text{см}} T_{\text{см}} / T_{\text{ц}}, \quad (5.13)$$

где  $N_{\text{см}}$  – число смен по добыче угля в сутки.

## 5.2. Расчет параметров работы фронтального агрегата

Теоретическая производительность фронтального агрегата (например, АК-3) определяется из выражения [8]:

$$Q_{\text{т}} = 60 m_{\text{ср}} L V_{\text{пф}} \gamma, \quad (5.14)$$

где  $L$  – длина очистного забоя, м;  $V_{\text{пф}}$  – скорость фронтальной подачи исполнительного органа, м/мин;  $m_{\text{ср}}$  – средняя вынимаемая мощность пласта, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Глубина резания для всех резцов постоянная и определяется по формуле

$$h = \text{const} = \frac{V_{\text{пф}} 2L}{60z_p V_p}, \quad (5.15)$$

где  $z_p$  – число резцов в линии резания;  $V_p$  – скорость резания, м/мин.

Техническая производительность применения агрегата АКЗ определяется по формуле

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{т}} K_{\text{тех}}, \quad (5.16)$$

где  $Q_{\text{тех}}$  – техническая производительность, т/ч;  $Q_{\text{т}}$  – теоретическая производительность, т/ч;  $K_{\text{тех}}$  – коэффициент технической производительности (коэффициент технически возможной непрерывности работы агрегата):

$$K_{\text{тех}} = \frac{T}{T + t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5}, \quad (5.17)$$

где  $T$  – время производительной работы агрегата в течение цикла, мин;  $t_1 = 25$  мин – норматив подготовительно-заключительных операций, мин;  $t_2 = 15$  мин – время, необходимое на замену инструмента, мин;  $t_3 = 35$  мин – устранение отказов агрегата, мин;  $t_4 = 40$  мин – перемены на подготовку агрегата к следующему циклу передвижки конвейера и т.п.;  $t_5 = 15$  мин – другие простои, мин.

Расчет эксплуатационной производительности агрегата производится по формуле

$$Q_3 = 60 m_{\text{ср}} L V_{\text{пф}} \left( \frac{1}{K_{\text{г}}} + \frac{1}{K_3} - 1 \right)^{-1}, \quad (5.18)$$

где  $K_{\text{г}} = \frac{T}{T + t_3}$  – коэффициент готовности;

$$K_3 = \left( \frac{1}{K_{\text{с}}} + \frac{1}{K_{\text{г}}} + \frac{1}{K_{30}} - 2 \right)^{-1} \quad \text{– коэффициент, характеризующий}$$

степень совершенства организации работ в очистном забое;

$$k_c = \frac{T}{T + t_1 + t_2 + t_4 + t_5} - \text{коэффициент совершенства схемы ра-}$$

боты агрегата;

$$k_{\text{эо}} = \frac{T}{T + t_6} - \text{коэффициент, учитывающий простои по эксплуа-}$$

тационным и организационным причинам;

$t_6$  – время простоев по эксплуатационным и организационным причинам.

### **5.3. Выбор гидромонитора и расчет параметров гидромониторной выемки**

Гидравлическая технология добычи угля, в том числе подэтажная гидроотбойка (на пластах крутого падения), может применяться на шахтах с гидравлической технологией и на отдельных участках шахт с “сухой” технологией. Переход на гидравлическую технологию требует от проектировщиков принятия ряда мер, необходимых для реализации данного проекта. В первую очередь, оснащение участка, шахты специализированным оборудованием, включающим насосы высокого давления, углесосы или эрлифты, гидромониторы. Также при проектировании участков гидродобычи необходимо предусмотреть специальные выработки, технологические схемы ведения работ в соответствии с рекомендациями [8].

Для гидравлической добычи угля в забое применяются гидромониторы и установки для гидромониторной выемки угля. Техническая характеристика гидромониторов и гидромониторных установок приведена в прил. 21. Так, установка УГК предназначена для механизации операций гидравлической выемки угля в забое: отбойки, выгрузки, дробления негабаритов, погрузки пульпы в гидротранспортную систему, перестановки забойного оборудования и крепления сопряжений очистного забоя с выработкой. В состав установки УГК кроме гидромонитора с маслостанцией входят устройство выгрузки, механизмы передвижения и дробления.

Расчет параметров гидромониторной выемки в соответствии с “Методикой определения параметров гидромониторной выемки угля” [45] осуществляется в следующем порядке:

1. Критическое разрушающее давление струи

$$P_k = 6825 f - 1,91, \text{ МПа}, \quad (5.19)$$

где  $f$  – коэффициент крепости по шкале М. М. Протождяконова.

## 2. Давление воды у гидромонитора

$$P = P_n \pm P_c - \Delta P, \text{ МПа}, \quad (5.20)$$

где  $P_n$  – номинальное давление, создаваемое насосом (определяется по технической характеристике насоса), МПа;  $P_c$  – давление водяного столба, образованного средней глубиной горных работ, МПа:

$$P_c = 9,8 \cdot 10^{-3} H_r, \quad (5.21)$$

$H_r$  – средняя разность геодезических отметок насоса и гидромонитора, м;

$\Delta P$  – потери давления воды в трубопроводе от насоса до гидромонитора, МПа

$$\Delta P = 1,1 \sum_{i=1}^n r_i L_{ti} Q_{ti}^2, \quad (5.22)$$

$r$  – удельное сопротивление трубопровода в зависимости от его условного диаметра, кг/м<sup>3</sup> (табл. 5.1);  $L_{ti}$  – длина участка трубопровода, м;  $Q_{ti}$  – расход воды на участке трубопровода, м<sup>3</sup>/с;  $i$  – индекс участка трубопровода;  $n$  – число соединенных участков трубопровода.

Таблица 5.1

Удельное сопротивление трубопровода

$D$ , мм	100	125	150	200	225	250	300	350	400
$r$ , кг/м <sup>3</sup>	1,66	0,55	0,22	0,052	0,028	0,017	0,0068	0,0032	0,0016

Для эффективного разрушения угля давление воды у гидромонитора должно быть выше критического разрушающего давления струи не менее чем в 2 раза. Если это соотношение не удовлетворяется, необходимо применять более высокое давление воды или предварительно разупрочнять угольный массив.

## 3. Рабочая длина струи гидромонитора определяется по формуле

$$\ell_p = \frac{d_n K_\phi}{E} \sqrt{\frac{P}{P_k} - 1}, \quad (5.23)$$

где  $k_\phi$  – коэффициент формы канала гидромонитора (для гидромониторов ГМДЦЗМ, ГМДЦ4  $k_\phi = 2,5$ ; для гидромониторов типа 12ГД2  $k_\phi = 2,8$ );  $E$  – коэффициент, учитывающий структуру струи;  $P_k$  – критическое разрушающее давление струи, МПа.

Коэффициент, учитывающий структуру струи, определяется по формуле

$$E = 0,0022 + 0,00535 \frac{Q}{\sqrt{D_k}}, \quad (5.24)$$

где  $Q$  – расход воды через насадку гидромонитора, м<sup>3</sup>/с;  $D_k$  – диаметр канала ствола гидромонитора, м.

Расход воды через насадку гидромонитора  $Q$  (м<sup>3</sup>/с) определяется из выражения

$$Q = 33,7 d_n^2 \sqrt{P}, \quad (5.25)$$

где  $d_n$  – диаметр выходного отверстия насадки, м;  $P$  – рабочее давление воды у гидромонитора, МПа.

При выборе насадок следует руководствоваться следующим параметрическим рядом: 16, 18, 20, 22, 25, 28, 32.

4. Консистенция пульпы определяется по формуле

$$\varphi_{II} = 0,6 \left( \frac{\sqrt{P}}{\sqrt{P_k}} - 1 \right), \quad (5.26)$$

где  $\varphi_{II}$  – консистенция пульпы – отношение массы отбитого угля к массе израсходованной воды ( $\varphi_{II} = 0,124-0,35$ ).

5. Вертикальная высота подэтажа  $h$  определяется из условия гарантированного безопасного управления горным давлением. Независимо от времени полного обрушения кровли пласта, отработанная заходка должна быть заполнена породой, перепущенной из вышележащего выработанного пространства в результате разрушения угольной потолочины заходки гидромонитором. В связи с этим наклонная высота подэтажа  $h_n$  не должна быть больше рабочей длины струи гидромонитора  $h_n < l_p$ . Поскольку  $h = h_n \sin \alpha$ , то должно выполняться условие



$$h \leq l_p \sin \alpha, \quad (5.27)$$

где  $\alpha$  – угол падения пласта, град.

6. Число подэтажей в этаже  $n_{пэ}$  принимается из выражения

$$n_{пэ} \geq \frac{H}{l_p}, \quad (5.28)$$

где  $H$  – наклонная высота этажа, м.

С учетом принятого числа подэтажей уточняется вертикальная высота подэтажа

$$h = \frac{H}{n_{пэ}} \sin \alpha. \quad (5.29)$$

7. Производительность гидромонитора в очистном забое.

Теоретическая производительность гидромонитора (производительность гидроотбойки угля)

$$q_{оз\ т} = Q \varphi_{п}. \quad (5.30)$$

Техническая (минутная) производительность гидромонитора в очистном забое определяется по формуле

$$q_{оз} = 60 Q \varphi_{п} K_M K_1, \quad (5.31)$$

где  $\varphi_{п}$  – консистенция пульпы, т/м<sup>3</sup>;  $K_M$  – коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта;  $K_1$  – коэффициент, учитывающий размеры заходки.

Коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта, определяется из выражения

$$K_M = \frac{2,8 m_3^2 + 0,8}{m_3^2 + 0,8}, \quad (5.32)$$

где  $m_3$  – вынимаемая мощность пласта в заходке ( $m_3 = l_3 \sin \alpha$ ), м.

Коэффициент, учитывающий размеры заходки, определяется по формуле

$$K_1 = \frac{1,2}{\left(\frac{l_g}{l_p}\right)^2 - \frac{l_g}{l_p} + 1,2}, \quad (5.33)$$

где  $l_g$  – наибольшая диагональ теоретического контура заходки, м;  
 $l_p$  – рабочая длина струи гидромонитора, м.

Наибольшая диагональ очистной заходки определяется по формуле

$$l_g = \sqrt{l_3^2 + b_3^2 + h^2}, \quad (5.34)$$

где  $l_3$  – длина очистной заходки, равная горизонтальной мощности вынимаемой части пласта, м ( $l_3 \leq 8$  м);  $b_3$  – шаг очистной заходки, равный шагу перестановки гидромонитора, м ( $b_3 \leq 8$  м);  $h$  – высота подэтажа, м.

8. Производительность гидромонитора в подготовительном забое

$$q_{пз} = 60 Q \varphi_{п} K_s, \quad (5.35)$$

где  $K_s$  – коэффициент, учитывающий размеры проводимой подготовительной выработки,

$$K_s = \frac{0,067 B h_B}{0,5 + 0,25h_B - 0,5B + 0,3B\sqrt{B}}, \quad (5.36)$$

где  $B$  – ширина проводимой выработки вчерне, м;  $h_B$  – высота проводимой выработки вчерне, м.

Коэффициент пропорциональности, учитывающий долю угля из подготовительных забоев пласта:

$$K_{п} = \frac{S_{шт} + \frac{S_{оп} l_{оп}}{l_c + c}}{h_H m K_{и} - \left( S_{шт} + \frac{S_{оп} l_{оп}}{l_c + c} \right)}, \quad (5.37)$$

где  $S_{шт}$  – площадь поперечного сечения выемочных штреков, м<sup>2</sup>;  
 $S_{оп}$  – площадь поперечного сечения орта, м<sup>2</sup>;  $l_{оп}$  – длина орта, м;  $l_c$  – расстояние между ортами, м;  $c$  – ширина орта, м;  $m$  – мощность пласта, м;  $K_{и}$  – коэффициент извлечения угля при очистных работах.

9. Эксплуатационная производительность из действующих очистных забоев определяется по формуле

$$a_{оз} = 60 q_{оз} T k_{во} n, \quad (5.38)$$

где  $q_{оз}$  – техническая производительность гидромонитора, т/мин;  $T$  – время, отведенное на добычу угля, ч;  $k_{во}$  – коэффициент, учитывающий простой гидромонитора в очистном забое;  $n$  – число одновременно работающих гидромониторов.

На крутых пластах коэффициент  $k_{во} = 0,75–0,85$  для гидромониторов ГМДЦ-3М, а для гидромониторов 12ГД2  $k_{во} = 0,4–0,6$ .

Время, отведенное на добычу угля, определяется из выражения

$$T = t_c n_c, \quad (5.39)$$

где  $t_c$  – продолжительность смены, ч;  $n_c$  – число рабочих смен в сутки.

10. Суточная добыча угля из пласта с учетом добычи угля из подготовительных забоев

$$A_{пл} = a_{оз} (1 + \kappa_{п}). \quad (5.40)$$

Длина выемочного блока

$$L_{бл} = \frac{A_{пл} \left( T_{бл} - \frac{t_{раз} + t_{зат}}{2} \right)}{mHK_{и} \gamma} + B_{мбц}, \quad (5.41)$$

где  $T_{бл}$  – срок отработки выемочного блока в зависимости от склонности угля к самовозгоранию, мес.;  $t_{раз}$ ,  $t_{зат}$  – время развития и затухания очистных работ в выемочном блоке, мес.;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $B_{мбц}$  – ширина межблокового целика, м.

#### 5.4. Расчет параметров работы очистного забоя при механогидравлической выемке угля

Техническая характеристика механогидравлических комбайнов приведена в прил. 22.

Производительность механогидравлических комбайнов определяется из выражения [34]:

$$Q_э = \frac{60 q_{зах}}{\frac{q_{зах}}{Q_{тех}} + 1,1 t_{но}}, \quad (5.42)$$

где  $Q_3$  – эксплуатационная производительность механогидравлических комбайнов, т/ч;  $q_{\text{зах}}$  – добыча угля с одной заходки, т;

$$q_{\text{зах}} = B_{\text{зах}} L_{\text{зах}} m \gamma c, \quad (5.43)$$

где  $B_{\text{зах}}$  – ширина заходки, м;  $L_{\text{зах}}$  – длина заходки, м;  $m$  – мощность пласта, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  – коэффициент извлечения угля из заходки ( $c = 0,7-0,8$ ).

$Q_{\text{тех}}$  – техническая производительность комбайна, т/мин;

$$Q_{\text{тех}} = \frac{Q_{\text{т}} k_{\text{г}}}{4f}, \quad (5.44)$$

$Q_{\text{т}}$  – теоретическая производительность комбайна, т/мин (определяется по прил. 22);  $k_{\text{г}}$  – коэффициент готовности комбайна ( $k_{\text{г}} = 0,65-0,75$ );  $f$  – коэффициент крепости угля;  $t_{\text{но}}$  – затраты времени на выполнение несомещенных за период одной заходки операций ( $t_{\text{но}} = 30-60$  мин).

### **5.5. Расчет параметров работы механизированного очистного забоя с закладкой выработанного пространства**

Для разработки мощных и средней мощности пластов крутого падения разработано несколько средств комплексной механизации с закладкой выработанного пространства, проходящих опытную проверку. К ним относятся комплексы КВЗ, КГСЗ, КТЗ, агрегат АКЗ. Программа создания этих и других средств механизации зависит от востребованности таких технологий, создания соответствующей инфраструктуры и экономической целесообразности.

Возведение закладочного массива в выработанном пространстве осуществляется с использованием пневматической, гидравлической или самотечной закладки.

Самотечная закладка применяется при разработке тонких и средней мощности пластов наклонного и крутого падения. Закладочный материал перемещается в выработанное пространство по решатакам, трубам или почве пласта под действием собственного веса. Преимуществами самотечной доставки является простота, возможность использования любого закладочного материала, относительно небольшая трудоемкость возведения. Недостатки – ограниченная область применения и большая усадка породы – 15–20 % при дробленой породе и 25–40 % – при рядовой.

Пневматическая закладка производится с использованием энергии сжатого воздуха как для транспортирования закладочного

материала по трубам к забою, так и для плотной укладки его в выработанное пространство (усадка 15–30 %). Достоинства пневматической закладки: простота возведения закладочного массива, сравнительно высокая производительность и плотность закладочного массива, возможность комплексной механизации и автоматизации работ. Недостатками пневматической закладки являются: высокий расход энергии, повышенные требования к качеству закладочного материала. Для пневматической закладки необходимо мощное компрессорное хозяйство и дробильно-сортировочная установка.

Гидравлическая закладка осуществляется пульпой – смесью закладочного материала и воды. Для реализации данного способа необходим закладочный материал, легко отделяющий воду (песок, гранулированный шлак и т.п.). Достоинствами гидравлической закладки являются: высокая степень механизации, малая трудоемкость закладочных работ, обеспечение подачи закладочного материала в забой с поверхности по трубопроводам значительной протяженности, высокая производительность закладочных работ, высокая плотность закладочного массива. Кроме этого, гидравлическая закладка дает наименьшую усадку 10–15 %. К основным недостаткам гидравлической закладки относятся: подача в шахту большого количества воды, загрязнение мелкими фракциями закладочного материала горных выработок, повышенные требования к закладочному материалу.

Упрочненная закладка (бетонная, твердеющая и др.) основана на использовании трубопроводного гидравлического или пневматического транспорта для доставки и размещения в выработанном пространстве смеси закладочного материала с добавлением связующих материалов (цемент, шлаки, смолы и др.). Основными недостатками упрочненной закладки являются значительная стоимость закладочных смесей, которые требуют тщательного приготовления на специальных установках.

Для подготовки закладочного материала, транспортирования его к очистным забоям на шахте организуется “закладочное хозяйство”. Основным оборудованием для приготовления закладочного материала являются дробилки, грохоты и питатели и механизированные закладочные комплексы.

Способ доставки закладочного материала и возведение закладочного материала в выработанном пространстве, вид применяемого оборудования определяются способом закладки. При самотечной

и гидравлической не требуется специального оборудования, при пневматической закладке требуются закладочные машины. Закладочные машины по назначению и особенностям конструктивного исполнения делятся на стационарные поверхностные КЗМ1, стационарные подземного типа ДЗМ, полустационарные ПЗБ1, передвижные типа ПЗМК и комплекс “Титан”. При упрочненной закладке смеси вяжущих (цементных) материалов с песком, водой или с кусковым заполнителем подаются в выработанное пространство бетононасосами или пневматическими питателями.

Процесс возведения закладочного массива может совмещаться с очистными работами или выполняться в специально выделенное время.

Расчет параметров работы механизированного очистного забоя с закладкой выработанного пространства рассмотрим на примере агрегата АКЗ. Технология предусматривает разработку крутых пластов средней мощности и наклонных слоев мощных пластов длинными столбами по простиранию при управлении кровлей жесткой твердеющей закладкой выработанного пространства.

Минимально возможную по фактору производительности закладочной машины нагрузку на лаву при совмещении работ по выемке угля и закладке находят по формуле

$$A_c = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}})n_{\text{см}}}{\frac{60k_3}{Q} + \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{в}}}{m\gamma cb_3}}. \quad (5.45)$$

Если работы по выемке угля и закладке выработанного пространства разделены во времени, нагрузку на лаву определяют исходя из числа закладочных смен:

$$A_c = \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}})n_{\text{см.з}}}{\frac{60k_3}{Q} + \frac{t_{\text{п}} + t_{\text{в}}}{m\gamma cr}} \quad (5.46)$$

и проверяют по производительности выемочной машины

$$A_c \leq \frac{(T_{\text{см}} - t_{\text{пз}})n_{\text{см.к}}k_{\text{н}}m\gamma cr}{\frac{1}{V} + t_{\text{вк}} - \frac{t_{\text{к}}k_{\text{н}}}{L}}, \quad (5.47)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, мин;  $t_{\text{пз}}$  – длительность подготовительно-заключительных операций в течении смены, мин;  $n_{\text{см}}$ ,  $n_{\text{см.з}}$ ,  $n_{\text{см.к}}$  – число смен соответственно по добыче, по закладке и по

работе агрегата;  $k_3$  – расход закладочного материала, отнесенного к 1 т добычи,  $\text{м}^3/\text{т}$  (принимается в пределах 0,6–0,85);  $Q$  – производительность закладочной машины,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $t_{\text{п}}$  – время на подготовку выработанного пространства к приему закладки (укорачивание трубопровода, устройство ограждений и т.д.);  $t_{\text{в}}$  – непредвиденные потери времени (0,1 мин/м);  $m$  – мощность пласта, м;  $\gamma$  – средняя плотность угля,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;  $c$  – коэффициент извлечения угля ( $c = 0,95–0,98$ );  $b_3$  – шаг закладки (принимается в пределах 1,5–2,5), м;  $k_{\text{н}}$  – коэффициент надежности работы выемочной машины;  $V$  – скорость подачи, м/мин;  $t_{\text{вк}}$  – непредвиденные потери времени при работе выемочной машины ( $t_{\text{вк}} = 0,05–0,1$ ), мин/м;  $t_{\text{к}}$  – длительность концевых операций при работе выемочной машины ( $t_{\text{к}} = 20–40$ ), мин;  $L$  – длина лавы, м.

Потребность в закладочном материале можно определить по формуле

$$Z = A_c k_3. \quad (5.48)$$

## 6. ВЫБОР СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ДЛЯ МОНТАЖА И ДЕМОНТАЖА ОБОРУДОВАНИЯ

Монтаж и демонтаж оборудования очистного забоя необходимо осуществлять в соответствии с технологическими схемами очистных работ, монтажа и демонтажа очистного оборудования для отработки мощных крутонаклонных и крутых пластов [45], технологическими схемами монтажа и демонтажа механизированных комплексов [46].

В качестве основного принципа монтажа оборудования в комплексно-механизированных забоях является доставка его по верхнему (вентиляционному) штреку в восходящем порядке от конвейерного к вентиляционному штреку. При этом ширина и высота монтажной камеры должны соответствовать типовым сечениям, определяемым с учетом размеров монтируемого оборудования (секций крепи) и требований безопасности выполнения работ. В камерах, предназначенных для монтажа тяжелых комплексов, рекомендуется укладывать рельсовый путь. Доставка оборудования до монтажной камеры может производиться с помощью следующих транспортных средств.

1. Канатная доставка. Доставка с помощью лебедок, в том числе с помощью лебедок со шкивом трения, разрешается в выработках с уклоном рельсового пути до 0,005. При канатной откатке в выработках с большим уклоном подвижной состав должен оборудоваться аварийными тормозными устройствами или должны применяться тормозные

тележки. Для транспортирования оборудования в таких выработках рекомендуется применение монорельсовых и напочвенных дорог.

2. При транспортировке рельсовым транспортом оборудование размещается в вагонетках или на платформах (тележках), имеющих соответствующую грузоподъемность и снабженных приспособлениями для крепления цепными или тросовыми стяжками.

3. Для погрузочно-разгрузочных работ следует применять грузоподъемные механизмы и приспособления требуемой грузоподъемности или тягового усилия.

Для доставки монтируемого оборудования вдоль лавы к месту монтажа в зависимости от группы механизированного комплекса могут быть использованы лебедки с рольгангами, уголковыми направляющими или рельсовыми путями. В монтажных камерах, особенно при слабых почвах, целесообразно применять уголковые направляющие с шириной колеи 700 и 900 мм.

Секции крепи, которые из-за высоких габаритных размеров или большой массы доставляются в лаву в разобранном виде, подвергаются последующей сборке (монтажу) с помощью специальных монтажных станков.

Очень хорошие результаты получены при использовании дизельных доставщиков грузов, которые обладают высокой мобильностью и необходимой грузоподъемностью. Так, доставщик “VERSATRACR” VT630-44 служит для доставки оборудования механизированного комплекса в лаву, в том числе секций крепи без их разборки массой до 30 т, а наиболее мощной среди машин такого класса является модель DBT FBL 40, имеющая грузоподъемность 55 т.

Технические характеристики лебедок, монорельсовых и напочвенных дорог, монтажных станков, других грузоподъемных устройств, применяемых при доставке и монтаже (демонтаже) горношахтного оборудования, приведены в прил. 23–26.

## **7. ТРЕБОВАНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫБОРЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ОБОРУДОВАНИЯ**

Ниже приводятся некоторые пункты требований действующих правил безопасности в угольных шахтах [20] к конструкции горных машин, комплексов и к их эксплуатации при ведении очистных работ (с сокращениями).



п. 64. Движущиеся части оборудования, если они представляют собой источники опасности, должны быть ограждены, за исключением частей, ограждение которых невозможно из-за их функционального назначения (рабочие органы и системы подачи забойных машин и др.).

Если машины или их исполнительные органы, представляющие опасность для людей, не могут быть ограждены (например, передвижные машины), должна быть предусмотрена предупредительная сигнализация о пуске машины в работу.

п. 66. Перед пуском в работу технического устройства, узлы которого или все устройство перемещаются в процессе работы, должны подаваться звуковые и световые сигналы продолжительностью не менее 5 с.

п. 150. Ширина свободного прохода людей в лавах и на сопряжениях их с примыкающими выработками, оснащенных механизированными крепями, должна быть не менее 0,7 м, высота – не менее 0,5 м в рабочем положении секции крепи и 0,4 м – в сдвинутом.

п. 151. В лавах, оборудованных механизированными комплексами, узкозахватными комбайнами и струговыми установками, вдоль конвейера, а также в штреках (ходках) на их сопряжениях с лавой должна быть оборудована громкоговорящая связь с приемопередающими устройствами, установленными через каждые 10 м.

п. 152. В комплексно-механизированных забоях должны применяться комбайны с бесцепной системой подачи.

п. 159. В очистных выработках в основном должна применяться механизированная крепь с характеристиками, соответствующими горно-геологическим условиям.

п. 162. Сопряжения очистных выработок с откаточными (конвейерными) и вентиляционными штреками (бремсбергами, уклонами, ходками и др.) должны быть закреплены механизированной передвижной крепью.

п. 163. В комплексно-механизированных лавах допускается применение индивидуальной металлической крепи на концевых участках, а также деревянной – в местах выкладки бутовых полос и в местах геологических нарушений.

п. 254. Горные машины, при работе которых образуется пыль, должны быть оснащены средствами пылеподавления, поставляемыми заводами-изготовителями комплектно с машинами.

Запрещается эксплуатация горных машин без средств пылеподавления, а также в случаях, когда конструкция и параметры работ этих средств не соответствуют требованиям руководств по эксплуатации машин или неисправна блокировка, препятствующая пуску машины при нарушении пылеподавления.

п. 255. Орошение мест пылевыделения должно производиться форсунками (оросителями) при давлении не менее 0,5 МПа, а на выемочных и проходческих комбайнах в порядке, утвержденном Госгортехнадзором России.

п. 276. В шахтах III категории и выше контроль содержания метана у проходческих и выемочных комбайнов должен производиться при помощи автоматических приборов.

Автоматическая стационарная аппаратура контроля содержания метана должна при недопустимой концентрации метана обеспечивать автоматическое отключение электроэнергии с потребителей, расположенных в соответствующих забоях.

п. 453. В подземных выработках шахт, опасных по газу или пыли, должно применяться электрооборудование с уровнем взрывозащиты не ниже РВ.

п. 516. Очистные забои на пологих и наклонных пластах должны оборудоваться громкоговорящей связью между пультом машиниста комбайна и переговорными постами, установленными по лаве и на прилегающих выработках.

п. 531. Светильники, питаемыми от электрической сети, в подземных условиях должны освещать с обеспечением нормируемой освещенности очистные выработки на пологих и наклонных пластах, а выработки, оборудованные механизированными комплексами и струговыми установками, должны оснащаться светильниками, входящими в состав комплекса или установки.

## 8. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Пример оформления технико-экономических показателей работы очистного механизированного комплекса приведен в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Технико-экономические показатели  
работы очистного механизированного комплекса

Показатели	Параметры
------------	-----------

Мощность пласта $m$ , м	2,0–2,4
Угол падения пласта $\alpha$ , град	18
Тип комплекса	КМ138
Комбайн	К500
Механизированная крепь	2М138/4
Забойный конвейер	СП301
Ширина захвата комбайна $B$ , м	0,63
Число циклов за сутки $n_{ц}$	6
Суточное подвигание забоя, м	3,78
Длина очистного забоя, м	150
Добыча угля за сутки $Q_{сут}$ , т/сут	1588,3

## 9. ПОДГОТОВКА ПРОЕКТА К ЗАЩИТЕ

Законченный проект предварительно просматривается руководителем и при отсутствии замечаний сдается на кафедру, и назначается день защиты. Защита проекта проводится до начала экзаменационной сессии в установленный для каждого студента срок.

Сдачу и защиту проекта после установленного срока допускают только по уважительной причине с разрешения заведующего кафедрой.

## 10. ОРГАНИЗАЦИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Курсовой проект выполняется студентами в срок, отведенный для этой цели в соответствии с учебным планом.

Каждый студент получает по курсовому проекту индивидуальное задание (табл. 10.1).

Таблица 10.1

Показатели для индивидуального задания

Показатель, ед. изм.	Обозначение
Мощность пласта, м	$m$
Угол падения пласта, град	$\alpha$
Крепость угля по М. М. Протодяконову	$f$
Соппротивление угля резанию в неотжатой зоне, Н/мм	$A_p$
Плотность угля, т/м <sup>3</sup>	$\gamma$
Показатель хрупкости пласта	$E$
Относительная метанообильность, м <sup>3</sup> /т	$g$
Мощность породных прослоек, м	$m_{п}$
Соппротивление резанию породных прослоек, Н/мм	$A_{п}$
Кровля:	

Непосредственная кровля, порода	
мощность, м	$m_{\text{НК}}$
крепость	$f_{\text{НК}}$
прочность на одноосное сжатие, МПа	$\sigma_{\text{сж. НК}}$
Основная кровля, порода	
мощность, м	$m_{\text{ОК}}$
крепость	$f_{\text{ОК}}$
прочность на одноосное сжатие, МПа	$\sigma_{\text{сж. ОК}}$
Непосредственная почва, порода	
мощность, м	$m_{\text{ОП}}$
крепость	$f_{\text{ОП}}$
прочность на вдавливание, МПа	$\sigma_{\text{ВД}}$

В задании содержатся сведения о горно-геологических условиях, достаточные для выбора средств механизации или комплексной механизации очистных или подготовительных работ. *Например:* “Комплексная механизация очистных работ в условиях пласта Журинский”. Горно-геологическая характеристика пласта приводится совместно с обозначениями и характеристиками показателей в соответствии с рекомендациями.

Задание может содержать ряд дополнительных данных, необходимых для выполнения курсового проекта, например, обводненность пласта ( $\text{м}^3/\text{ч}$ ), нарушенность, опасность по внезапным выбросам угля, породы, газа и др.

При отсутствии в задании некоторых параметров считать, что эти показатели не являются ограничивающими факторами.

Для руководства курсовым проектированием кафедрой выделяется ответственный руководитель-консультант.

Консультации по курсовому проекту проводятся в установленные руководителем часы. Явка студентов на консультации обязательна.

## 11. СОДЕРЖАНИЕ И СТРУКТУРА КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и 2–3 листов формата А1 графической части. Пояснительная записка на 25–35 страницах состоит из введения, горной и специальной частей и списка использованной литературы.

Во введении указываются основные направления развития и задачи горных машин по увеличению эффективности работы горнодобывающих предприятий.

### **11.1. Горная часть**

Горная часть проекта составляет 35–40 % всего объема работы и включает в себя следующие разделы:

- горно-геологическая характеристика пласта;
- анализ и выбор системы разработки, определение размеров выемочного столба;
- выбор оборудования очистного забоя;
- монтаж оборудования очистного забоя;
- расчет основных параметров выемки выемочной машины;
- определение производительности выемочной машины, комплекса, агрегата;
- организация работ в очистном забое;
- демонтаж оборудования очистного забоя;
- разработка чертежа очистного забоя с необходимым количеством разрезов и сечений, с размещением на нем всего принятого оборудования. На этом же чертеже располагают схемы монтажа-демонтажа оборудования, планограмму работ, график выходов и приводят основные технико-экономические показатели по участку.

### **11.2. Специальная часть**

В специальной части курсового проекта предусматривается разработка конструкции одной из сборочных единиц очистного комбайна, механизированной крепи, проходческого комбайна, бурильной машины.

Разработка конструкции сопровождается расчетом ее конструктивных и режимных параметров (кинематическими, прочностными, проверочными расчетами, расчетами мощности двигателя и т.д.) в соответствии с темой специальной части, указанной в задании.

Специальная часть должна являться основной органической частью курсового проекта как по содержанию, так и глубине проработки. В общем бюджете времени она должна занимать не менее 60–65 % всего времени, отведенного на выполнение курсового проекта.

## **12. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА**

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части.

### **12.1. Пояснительная записка**

Пояснительная записка выполняется на листах формата А4 размером 297×210 мм. Она начинается с титульного листа. За ним располагаются: бланк задания, оглавление, введение, разделы проекта и список использованной литературы.

Текст пояснительной записки необходимо сформировать по разделам, подразделам, пунктам и подпунктам, которые нумеруются по ГОСТ 2.105–95 [47] (раздел 1; подразделы 1.1, 1.2, 1.3, и т.д.; пункты 1.1.1, 1.1.2 и т.д.; подпункты 1.1.1.1, 1.1.1.2 и т.д.).

Каждый раздел начинается с нового листа, на котором выполняется основная надпись для текстовых конструкторских документов для первого (заглавного) листа по ГОСТ 2.104–2006 [48].

Переносы слов в заголовках не допускаются. Точку в конце заголовка не ставят. Если заголовок состоит из двух или более предложений, их разделяют точкой.

Нумерация страниц части и приложений, входящих в ее состав, должна быть сквозная. Нумеруются все страницы, в том числе с рисунками, таблицами и т.д.

В тексте пояснительной записки не допускаются сокращения слов, не предусмотренные ГОСТом, и применение профессиональных жаргонов.

Записка должна быть оформлена с учетом шрифтов по ГОСТ 2.304–81 [50] с высотой букв и цифр не менее 2,5 мм. Расстояние от рамки формы до границ текста в начале и в конце строк – не менее 3 мм. Расстояние от верхней или нижней строки текста до верхней или нижней рамки должно быть не менее 10 мм. Абзацы в тексте начинаются отступом, равным 15–17 мм. Титульный лист оформляется в соответствии с образцом на рис. 12.1.

Опечатки, опiski и графические неточности, обнаруженные в процессе выполнения документа, допускается исправлять подчисткой или закрашиванием корректором и нанесением на том же месте исправленного текста (графики).

Описание объектов обязательно должно сопровождаться эскизами, схемами и графиками, вычерченными на отдельных листах в формате записки. Рисунки, схемы, графики, используемые в пояснительной записке в качестве ссылок или пояснений, выполняются аккуратно и в соответствии с требованиями ЕСКД.

Иллюстрации помещаются сразу после ссылок на них в тексте или на отдельных листах, нумеруются последовательно в пределах

раздела (например: рис. 1.1, рис. 1.2 или рис. 2.1, рис. 2.2 и т.п.). Каждый рисунок должен иметь содержательную надпись, помещаемую под ним.

В тех случаях, когда излагается вопрос, отраженный в графической части проекта, необходима ссылка на соответствующие чертежи.

В пояснительной записке следует применять стандартизованные единицы физических величин, их наименования и обозначения в соответствии с ГОСТ 8.417–2002 [51]. Наряду с единицами СИ, при необходимости, в скобках указывают единицы ранее применявшихся систем. Применение разных систем обозначения физических величин не допускается.

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

**Федеральное государственное бюджетное образовательное  
учреждение высшего профессионального образования  
“КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ Т. Ф. ГОРБАЧЕВА”**

**Кафедра горных машин и комплексов**

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

**к проекту по курсу**

**“Горные машины и оборудование подземных горных работ”  
на тему: «Комплексная механизация горных работ в условиях  
пласта “Журинский”**

**Специальная часть “Расчет режимных и конструктивных  
параметров исполнительного органа очистного комбайна 1КШЭ”**

**Выполнил: студент гр. ГЭ-02  
Иванов И. И.**

**Руководитель: доцент, к.т.н.**

### Кемерово 2012

Рис. 12.1. Пример титульного листа пояснительной записки к курсовому проекту

Расчеты необходимо оформлять следующим образом. Для определения той или иной величины дается формула в буквенном виде с указанием единицы измерения (только в СИ, например: масса – кг, т; сила – Н, кН и т.д.). Затем расшифровывается каждая величина, входящая в формулу, с указанием ее единицы измерения. Далее формула записывается в цифрах и без промежуточных расчетов дается ответ с указанием единицы измерения.

Список использованной литературы составляется в последовательности, в которой источники появляются в тексте пояснительной записки. При ссылке на литературные источники приводится порядковый номер по списку использованной литературы, заключенный в квадратные скобки, с указанием страниц, на которых расположен используемый материал. Порядковый номер размещается непосредственно в тексте. Например: [42, с. 28].

Список использованной литературы выполняется на отдельных листах без основной надписи в соответствии с основными правилами библиографического описания по ГОСТ 7.1–2003 [52] и общепринятыми сокращениями слов ГОСТ 7.12–93 [49].

### **12.2. Графическая часть**

Графическая часть курсового проекта выполняется карандашом либо с использованием специализированных компьютерных программ на листах формата А1 с соблюдением всех правил черчения и требований ГОСТов. Так, форматы должны быть по ГОСТ 2.301–68 [53]. Масштабы изображения принимают по ГОСТ 2.302–68 [54]. Основные надписи на чертежах выполняются по ГОСТ 2.104–2006 [48] (рис. 12.2).



					КП.С.1КШЭ.00.000СБ			
					Шнек Сборочный чертеж	Лит.	Масса	Масшт.
Изм	Лист.	№ докум.	Подп.	Дата		И	1980	1:5
Разраб.		Иванов						
Пров.		Антонов						
Рук.		Антонов				Лист 1	Листов 1	
						КузГТУ, каф. ГМиК, гр. ГЭ-02		
Утв.		Хорешок						

Рис. 12.2. Пример заполнения основной надписи

Обозначение чертежа (сооружения, машины, сборочной единицы, детали) составляется по следующей схеме: индекс проекта; индекс изделия (машины); номер совокупности сборочных единиц (группы); номер сборочной единицы (узла) или детали, шифр документа.

В учебном проектировании принимаются индексы: для курсового проекта – КП, для курсовой работы – КР. Если проект делится на части, то в индекс входит буква, указывающая принадлежность к части: Г – горная часть, горнотехнологическая часть; С – спецчасть; Т – технологическая часть; Э – экономическая часть и т.п.

Индексы проектов могут быть: КП.С; КР.Г; КП.Г и т.п.

Индекс машины назначается произвольно или берется по аналогии с индексацией завода-изготовителя или проектного института.

## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Линник, В. Ю. Сравнительный анализ эффективности применения очистного оборудования угольных шахт / В. Ю. Линник // Уголь. – 2011. – № 7. – С. 16–18.

2. ГОСТ Р 52152–2003. Крепи механизированные для лав. Основные параметры. Общие технические требования. Методы испытаний.

3. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м и углом падения до 35°.– Л. : ВНИМИ, 1982. – 136 с.

4. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах : в 2 ч. Ч. I : Технологические схемы. Ч. II : Набор модулей и пояснительная записка / ИГД им. А. А. Скочинского. – М. : Минуглепром СССР, 1991. – 202 с.

5. Технологические схемы разработки пологих и наклонных пластов Кузнецкого бассейна : утв. ГТУ “Главкузбассуголь” 12.12.88: согл. Кузнецким округом Госгортехнадзора СССР от 16.12.88 / КузНИУИ, ВостНИИ. – Прокопьевск, 1988. – 77 с.

6. Экспериментальные технологические схемы разработки крутых угольных пластов с закладкой : утв. НПО “Прокопьевск-гидроуголь”: согл. Кузнецким округом Госпроматомнадзора СССР. – Прокопьевск, 1990.

7. Оборудование и технологические схемы для подземной гидравлической добычи угля: каталог. – М. : ЦНИЭИуголь, 1990. – 71 с.

8. Сафохин, М. С. Горные машины и оборудование : учеб. для вузов / М. С. Сафохин, Б. А. Александров, В. И. Нестеров. – М. : Недра, 1995. – 463 с.

9. Солод, В. И. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов : учеб. для вузов / В. И. Солод, В. Н. Гетопанов, В. М. Рачек. – М. : Недра, 1982. – 352 с.

10. Машины и оборудование для шахт и рудников: справочник / С. Х. Клорикьян, В. В. Старичнев, М. А. Сребный [и др.]. – 7-е изд., репринтн., с матриц 5-го изд. (1994 г.). – М. : Изд-во МГГУ, 2002. – 471 с.

11. Морозов, В. И. Очистные комбайны: справочник / В. И. Морозов, В. И. Чуденков, Н. В. Сурина / под общ. ред. В. И. Морозова. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2006. – 650 с.

12. Мышляев, Б. К. Струг или комбайн – для выемки мало-мощных пластов / Б. К. Мышляев, И. В. Титов // Уголь. – 2011. – № 7. – С. 24–26.

13. Струговая выемка угля. Каталог-справочник / А. Н. Аверкин [и др.] ; под общ. ред. В. М. Щадова. – Новочеркасск : “Оникс+”, 2007. – 298 с.

14. Расчет и конструирование струговых установок / Б. Б. Луганцев [и др.]. – М. : Изд-во “Горная книга”, 2011. – 291 с.

15. Буялич, Г. Д. Направления совершенствования механизированных крепей для отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях / Г. Д. Буялич // Горная техника: добыча, транспортировка и переработка полезных ископаемых: каталог-справочник. – СПб. : Славутич, 2007. – С. 10–16.

16. Ковальчук, А. Н. Современное состояние конвейеростроения для очистных забоев угольных и сланцевых шахт и калийных рудников. Перспективы шахтных скребковых конвейеров как основного средства транспорта очистных забоев / А. Н. Ковальчук, А. В. Леусенко, А. З. Ульяновский // Горная техника: добыча, транспортировка и переработка полезных ископаемых: каталог-справочник. – СПб. : Славутич, 2008. – С. 20–27.

17. Горные машины и оборудование подземных разработок : учеб. пособие для курсового и дипломного проектирования / Б. А. Александров [и др.] ; КузГТУ. – Кемерово, 2006. – 114 с.

18. Горные машины и оборудование: методические указания по выполнению курсового проекта для студентов специальности 170100 (150402) “Горные машины и оборудование” всех форм обучения по дисциплине “Горные машины и оборудование подземных разработок” / Б. А. Александров [и др.] ; Гос. образоват. учреждение высш. проф образования “Кузбас. гос. техн. ун-т”, Каф. горных машин и комплексов. – Кемерово: КузГТУ, 2006. – 35 с.

19. Антонов, Ю. А. Расчет режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна методические указания по выполнению курсовой работы по дисциплине “Горные машины и оборудование подземных разработок” для студентов специальности 150402 “Горные машины и оборудование” всех форм обучения / Ю. А. Антонов, А. М. Цехин, С. Г. Показаньев; ГОУ ВПО “Кузбас. гос. техн. ун-т”, Каф. горн. машин и комплексов. – Кемерово: КузГТУ, 2010. – 31 с.

20. Правила безопасности в угольных шахтах. ПБ 05–618–03: утв. постановлением Госгортехнадзора России 05.06.03 № 50. – М. : ФГУП “Научно-технический центр по безопасности Госгортехнадзора России”, 2004. – 296 с.

21. Зайков, В. И. Эксплуатация горных машин и оборудования : учеб. для вузов / В. И. Зайков, Г. П. Берлявский. – 4-е изд., стер. – М. : Изд-во МГГУ, 2006. – 257 с.

22. ГОСТ 28629–90 (СТ СЭВ 6564–89). Установки струговые. Основные параметры и размеры. Общие технические требования.

23. ГОСТ 28600–90 (СТ СЭВ 5436–85, СТ СЭВ 6770–89). Комбайны очистные. Основные параметры и размеры. Общие технические требования.

24. Опыт эксплуатации рабочего инструмента исполнительных органов горных машин на шахтах Кузбасса / А. А. Хорешок, А. М. Цехин, В. В. Кузнецов, А. Ю. Борисов, П. Д. Крестовоздвиженский // Горное оборудование и электромеханика. – 2011. – № 4. – С. 8–11.

25. ГОСТ Р 51047–97. Резцы для очистных и проходческих комбайнов. Общие технические условия.

26. ОСТ 12.44.165–80. Комбайны очистные узкозахватные. Резцы и гнезда для них. Типы и основные размеры.

27. ГОСТ 27038–86 (СТ СЭВ 5437–85). Комплексы механизированные забойные. Общие требования безопасности.

28. Технологические схемы упрочнения неустойчивого горного массива нагнетанием фенолформальдегидного скрепляющего состава на шахтах Кузбасса / КузНИУИ ; Прокопьевскгидроуголь : согл. Кузнецким округом Госпроматомнадзора СССР 13.09.90 № 04–224. – Прокопьевск, 1990. – 36 с.

29. ОСТ 12.44.258–84. Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах : методика. – Введ. 01.01.1986. – М. : Минуглепром СССР, 1984. – 107 с.

30. ОСТ 12.44.286–85. Шнеки очистных узкозахватных комбайнов. Типы и основные размеры.

31. ГОСТ 11986–83. Комбайны очистные узкозахватные со шнековым исполнительным органом. Основные параметры и размеры. Общие технические требования.

32. Солод, В. И. Горные машины и автоматизированные комплексы : учеб. для вузов / В. И. Солод, В. И. Зайков, К. М. Первов. – М. : Недра, 1981. – 503 с.

33. Единые нормы выработки (времени) для шахт Кузнецкого бассейна. – М. : Центр. нормат.-исслед. ст. по труду Минуглепрома СССР, 1981. – 556 с.

34. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Кузнецкого бассейна / Минуглепром СССР. – М., 1989. – 757 с.

35. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / К. Ф. Сапицкий, Д. В. Дорохов, М. П. Зборщик, В. Ф. Андрушко. – М. : Недра, 1981. – 311 с.

36. Шахты Кузбасса : справочник / В. Е. Брагин [и др.] ; под ред. П. В. Егорова. – М. : Недра, 1994. – 352 с.

37. Малеев, Г. В. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов : учеб. для вузов / Г. В. Малеев, В. Г. Гуляев, Н. Г. Бойко. – М. : Недра, 1988. – 368 с.

38. Кантович, Л. И. Горные машины / Л. И. Кантович, В. Н. Гетопанов. – М. : Недра, 1985. – 304 с.

39. Орлов, А. А. Крепление и управление кровлей в комплексно-механизированных очистных забоях / А. А. Орлов, С. Г. Баранов, Б. К. Мышляев. – М. : Недра, 1993. – 386 с.

40. Гетопанов, В. Н. Горные и транспортные машины / В. Н. Гетопанов, Н. С. Гудилин, Л. И. Чугреев. – М. : Недра, 1991. – 304 с.

41. Егоров, П. В. Практикум по подземной разработке пластовых месторождений : учеб. пособие / П. В. Егоров, Е. А. Бобер, П. М. Плещков ; КузГТУ. – 2-е изд., перераб. и доп. – Кемерово, 1995. – 184 с.

42. Подземная разработка пластовых месторождений (практикум для студентов) / П. В. Егоров [и др.]. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 1995. – 217 с.

43. Бурчаков, А. С. Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений : учеб. для вузов / А. С. Бурчаков, Ю. А. Жежелевский, С. А. Ярунин. – М. : Недра, 1989. – 430 с.

44. Краткий справочник горного инженера угольной шахты / под общ. ред. А. С. Бурчакова, Ф. В. Кузюкова. – 3-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1982. – 454 с.

45. Технологические схемы очистных работ, монтажа и демонтажа очистного оборудования для отработки мощных крутонаклонных и крутых пластов / КузНИУИ : согл. Кузнецким округом Госпроматомнадзора СССР 15.05.90. – Прокопьевск, 1990. – 77 с.

46. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов / КузНИУИ : утв. ВПО “Кузбассуголь” 01.04.87. – Прокопьевск, 1987.

47. ГОСТ 2.105–95 Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам

48. ГОСТ 2.104–2006 Единая система конструкторской документации. Основные надписи.

49. ГОСТ 7.12–93 Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов на русском языке. Общие требования и правила

50. ГОСТ 2.304–81 Единая система конструкторской документации. Шрифты чертежные.

51. ГОСТ 8.417–2002 Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы величин.

52. ГОСТ 7.1–2003 Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.

53. ГОСТ 2.301–68 Единая система конструкторской документации. Форматы.

54. ГОСТ 2.302–68 Единая система конструкторской документации. Масштабы.

## ИНТЕРНЕТ-РЕСУРСЫ

### Твердые сплавы, режущие инструменты, приспособления

1. ОАО “Кировоградский завод твердых сплавов”  
<http://www.kzts.ru>
2. ОАО “ТВЕРДОСПЛАВ”  
<http://tverdospлав.ru>
3. ООО “Торговый Дом Горный инструмент”  
<http://www.grins.ru>
4. ЗАО “БЕЛТЕХНОЛОГИЯ и М”  
<http://www.beltechnologia.com/product/cutters>  
[http://www.beltechnologia.com/cutters/cutters\\_gor.htm](http://www.beltechnologia.com/cutters/cutters_gor.htm)  
<http://www.beltechnologia.com/product/rezec.php>
5. “Kennametal Inc.”  
<http://www.kennametal.com>
6. “BETEK GmbH & Co.KG”  
<http://www.betek.de>
7. ООО “Компания РИТС”  
<http://www.ritscomp.ru>
8. ЗАО “НПП имени М. И. Платова”  
<http://www.zaoplatov.ru/equipment/miner?n=127>
9. НТС “Украина”  
<http://www.nts-service.com.ua>
10. ЗАО “СИПРсОП”  
[http://www.sipr.by/product/t\\_cut\\_tools.html](http://www.sipr.by/product/t_cut_tools.html)
11. ООО “Техпоставка”  
<http://www.tehpostavka.com>
12. МЧП фирма “Апрель”  
<http://aprilgri.dp.ua>
13. “THIELE GmbH & Co”  
<http://www.thiele.de>
14. ООО НПП “Сибирские горнопромышленники”  
[http://sibgp.ucoz.ru/index/rezcy\\_dlja\\_shakhtnykh\\_kombajnov/0-5](http://sibgp.ucoz.ru/index/rezcy_dlja_shakhtnykh_kombajnov/0-5)  
[http://sibgp.ucoz.ru/index/universalnyj\\_rezec/0-7](http://sibgp.ucoz.ru/index/universalnyj_rezec/0-7)

### Горные комбайны, крепи, струги, конвейеры и другая техника

15. ООО “Кузнецкий машиностроительный завод”  
<http://www.nvkz.kuzbass.net/M-Plant>
16. ОАО “Копейский машиностроительный завод”  
<http://www.kopemash.ru>

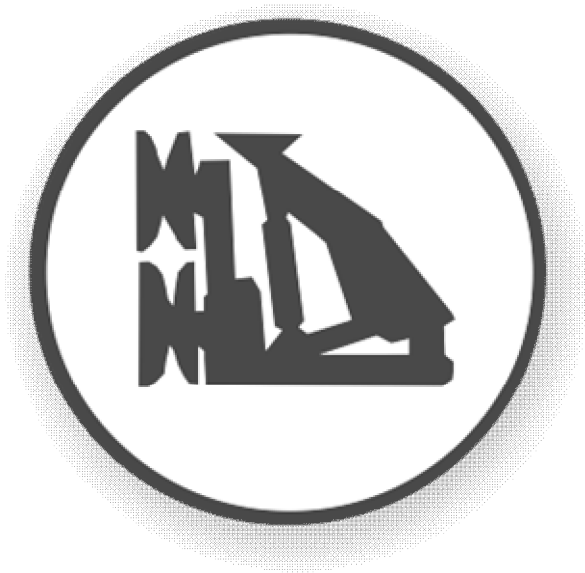
17. ОАО “Гидромаш”  
<http://www.gidromash.ru>
18. ОАО “Объединенные машиностроительные технологии”  
<http://www.omt-gum.ru>
19. ООО “Юргинский машиностроительный завод”  
<http://www.yumz.ru>
20. ООО “Торговый дом “Юрмаш”  
<http://www.td-yurmash.ru>
21. Компания “Интергормаш”  
<http://igm.com.ua>
22. ЗАО “МАШПРОМ”  
<http://www.gidroprivod.com>
23. ГП “Донгипроуглемашем”  
<http://www.dgum.com.ua/proh.php>
24. ЗАО “Новоκραматорский машиностроительный завод”  
<http://www.nkmz.com>
25. ОАО “Ясиноватский машиностроительный завод”  
<http://www.jscymz.com>
26. НПК “Горные машины»: ОАО “Дружковский машиностроительный завод”, ЗАО “Горловский машиностроитель”, ОАО “Донецкий энергозавод”, ОАО “Донецкгормаш”, ОАО “Каменский машиностроительный завод” (Россия), ООО “Инженерно-технический центр “Горные машины” и ООО “Горные машины – Система качества”  
<http://www.mmc.kiev.ua>
27. ЗАО “НПП “СПЕЦУГЛЕМАШ”  
<http://www.specuniv.com>
28. ЗАО “Солигорский институт проблем ресурсосбережения с опытным производством”  
<http://www.sipr.by>
29. ОАО “Северо-Задонский экспериментальный завод”  
<http://s-zez.ru>
30. ООО “Западно-Донбасский научно-производственный центр “Геомеханика”  
<http://www.geomehanika.com.ua>
31. “OSTROJ a.s.”  
<http://www.ostroj.cz>



32. ООО “Белгидравлика”  
<http://belgidravlika.ru>
33. ОАО “Агрегатный завод”  
<http://www.laz.kaluga.ru>
34. “ZMJ”  
<http://zmj.com>
35. “DOSCO OVERSEAS ENGINEERING LTD”  
<http://www.dosco.co.uk>
36. “EICKHOFF BERGBAUTECHNIK GmbH”  
<http://www.eickhoffcorp.com>  
<http://www.eickhoff-bochum.de>
37. “Joy Mining Machinery”  
<http://www.Joy.com>
38. “T Machinery a.s.”  
<http://www.tmachinery.cz/ru>
39. “Krummenauer”, “Anlagenbau”  
<http://www.krummenauer.de>  
<http://anlagenbau.krummenauer.de>
40. “Grupa FAMUR”  
<http://www.famur.com.pl>
41. “BME Nováky”  
<http://www.bme.sk>
42. “GLINIK» Mining Machinery Plant Ltd.  
[http://www.zmg.glinik.pl/374,roof\\_support\\_for\\_caving.htm](http://www.zmg.glinik.pl/374,roof_support_for_caving.htm)
43. “KOPEX GROUP”  
<http://www.kopex.com.pl/idm,925,ochistnyye-kombayny.html>
44. “Caterpillar”  
<https://mining.cat.com/products/underground-mining/longwall>
45. “DAT Bergbautechnik GmbH”  
<http://www.dat-bergbau.de>
46. ЗАО Объединенная промышленная компания “МК”  
<http://www.mkgroup.ru>
47. “VOEST ALPINE bergtechnik”  
<http://www.alpine-aec.com>
48. “WIRTH Mining Solutions”  
<http://www.wirth-europe.com>
49. “Remag Zaklady Naprawcze”  
<http://www.remag.com.pl>

50. “SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION G.M.B.H”  
<http://www.sandvik.com>  
<http://www.miningandconstruction.sandvik.com>
51. ОАО “Александровский машиностроительный завод”  
<http://www.amz.perm.ru>
52. ОАО “Артемовский машиностроительный завод “ВЕНТПРОМ”  
<http://www.ventprom.com>
53. ОАО “Белохолуницкий машстройзавод”  
<http://bhmz.ru>
54. ОАО “Артемовский машиностроительный завод Венкон”  
<http://www.uralstars.com/EX/venkon/product.htm>
55. ОАО “Первоуральский завод горного оборудования”  
<http://www.pzgo.ru>
56. ООО “Луганский машиностроительный завод  
им. А. Я. Пархоменко”  
<http://www.lmzip.com>
57. ЗАО “Завод Мельмаш”  
<http://melmash45.ru>
58. ООО “Центр Транспортные Системы”  
<http://www.trsystem.ru>
59. “Технэкс”  
<http://www.technex.ru>
60. РР “Halbach & Braun”  
[http://www.halbach-braun.de/ru/02/3\\_hobel.html](http://www.halbach-braun.de/ru/02/3_hobel.html)
61. ОАО “ХМЗ” “Свет шахтера”  
<http://www.shaht.kharkov.ua>
62. ОАО “ДонЭрм”  
<http://donerm.com.ua/strugovie-ustanovki/index.html>
63. ОАО “ЛМЗ Универсал”  
<http://www.lmzuniversal.com>
64. ЗАО “Вистек-Кузбасс”  
<http://www.vistek-kuzbass.ru>
65. Корпорация РудЭнергоМаш “РЭМ”  
<http://rudenergomash.com>
66. “Herrenknecht AG”  
<http://www.herrenknecht.com/products/additional-equipment/cutter-tools.html>

67. “LOVAT”  
<http://www.lovat.com>
  68. “DBT GmbH”  
<http://www.dbt.de>
  69. “Shanghai Chuangli Mining Equipment Co.,Ltd.”  
<http://www.shclkj.com>
  70. “International Mining Machinery Holdings Ltd.”  
<http://www.immchina.com/rus>
  71. “Tiandi Science & Technology Co Ltd”  
<http://www.tdtec.com>
  72. “УгольМашГрупп”  
<http://www.ugolmash.ru>
  73. ООО “ГорТех”  
<http://www.gorteh.ru>
  74. “IBS industriemaschinen-Bergbau-Service”  
<http://www.ibstec.de>
  75. Угольный портал  
<http://coal.dp.ua>
  76. Горная Техника: номенклатурный справочник  
<http://www.gortehno.ru>
  77. Горная энциклопедия  
<http://www.mining-enc.ru>
- Бурошнековые комплексы и установки (БШК-2ДМ, АВШ-1)*
78. ООО “Проминвест”  
<http://pmn-don.ru/bshk>
  79. ООО “Машиностроитель”  
<http://www.mashstroy.com.ua>
  80. ООО “Спецподземмаш”  
<http://www.specpm.com/d1.html>
  81. ПАО “Машиностроительный завод “БУРАН”  
[http://buran.dn.ua/product/kompleks\\_bshk\\_\\_2d\\_buran\\_\\_shnek](http://buran.dn.ua/product/kompleks_bshk__2d_buran__shnek)



## ПРИЛОЖЕНИЯ

### Приложение 1

#### Условия применения и состав очистных механизированных комплексов для пологого падения

Тип комплекса	Мощность пластов, м	Угол падения пласта, град	Характеристика кровли		Сопротивление почвы, МПа	Механизированная крепь	Очистной комбайн	Забойный конвейер	Крепь сопряжения
			тип основной кровли	тип неустойчивой кровли					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КМ103М	0,7–0,9	35	средняя	неустойчивая	3,5	1МК103М	К 103М 1К101У	СП202В1 СПЦ162	КСГЛМС СО75С
КД80	0,85–1,5	30	средняя	неустойчивая	1,55	1КД80 2КД80	К103 КА80 К85 ГШ200	СПЦ162 СПЦ271 СП301 А26-90	КСД80
КД90	0,8–2,0	30	средняя	неустойчивая	1,6	1КД90 2КД90 3КД90	К103 К85 РКУ10 РКУ13 2ПИ68В	СПЦ162 СП250 СПЦ271 СП301 А26-90	КСД90
КДД	0,9–2,3	35	тяжелая	неустойчивая	1,8	1КДД 2КДД	РКУ10 РКУ13 2ГШ68Б ГШ500	СП301 СПЦ271 СПЦ162	КСД90

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КМТ	1,1–2,0	20	средняя	неустойчивая	2,7	1МТ 2МТ	1К101У 2ПШ68Б РКУ10 РКУ13	СП87ПМ СПЦ162 СПЦ271	КС1М КСШ5А
ОКП70	1,6–4,0	30	средняя	неустойчивая	1,2	1ОКП70 2ОКП70 3ОКП70 4ОКП70	1ГШ68 2ГШ68Б РКУ13 КШЭ К500	СУОКП70 СУ2ОКП70 СУ3ОКП70 СУ4ОКП70 Анжера	КСКШ КСВШ
КМ130	2,25–4,1	35	средняя	неустойчивая	3,5	КШЗМ 2КШЗ КШЭ К500	1М130 2М130 3М130 4М130	СП301 Анжера	М81СК
КМ137 КМ137А	0,8–2,5	35	средняя	неустойчивая	1,2	1М137 2М137 3М137	К103 РКУ10 РКУ13	СП202ВМ СПЦ162 СПЦ271	КСШ5А
КМ138 КМ138А	1,2–3,5	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М138/2 2М138/2 3М138/2 1М138/4 2М138/4 3М138/4 4М138/4	2ГШ68 РКУ10 РКУ13 К500 KGS	СПЦ271 СП301 Анжера 26	КСШ5А КСШ10
КМ142	2–5	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М142 2М142	1КШЭ К500 К700	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ142

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КМ143	1–2,5	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М143 2М143	К85 К103 РКУ10 РКУ13	СПЦ162 СПЦ271	КМ143
КМ144	2–4,8	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М144 2М144 3М144	1КШЭ К500 К700	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ144
КМ145	2,5–4,5	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М145	1КШЭ К500 К700	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ145
КМ146	0,8–2,6	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М146 2М146	К500 К300 РКУ10	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ146
КМ147	0,8–2,3	35	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М147 2М147 3М147	К500 РКУ13 РКУ10	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ147
УКП5	2,5–5	35	тяжелая	неустойчивая	2	УКП5	1КШЭ	УКП02 Анжера	КСУ2
КМК500	1,3–2,5	35	тяжелая	неустойчивая	2	КМ500	2ГШ68Б РКУ13 К10ПМ	СП301 СПЦ271 Анжера	КМК500
КМК700/ 800	1,1–3,1	35	тяжелая	неустойчивая	2	1КМ700 2КМ700	2ГШ68Б РКУ13 КШЭ	СП301 Анжера	КМК700/ 800
КМ171	2–4,5	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М171 2М171	К500 KGS	КСЮ271 КСЮ381	–

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КМ172	2–6	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М172 2М172 3М172	К500 К700 КШЭ	СП301 СПЦ271 Анжера	КМ172
КМ173	3–6	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	М173	К700 КСП	СП301	–
КМ174	1,4–6	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	1М174 2М174 3М174	К500 К700 КСП	КСЮ381 КСЮ271	–
КМКЮ	1,4–3,2	30	тяжелая	неустойчивая	2,5	1МКЮ 2МКЮ 3МКЮ	К500 KGS	КСЮ381 КСЮ271	–
КМК950	3,3–5	35	тяжелая	неустойчивая	2	КМ950	КСП	Анжера 26	–
Пиома	3,1–4	35	тяжелая	неустойчивая	1,2	Пиома	KGS	Рыбник	–
Глинник	0,8–2,6	35	тяжелая	неустойчивая	1,2	Глинник	KGS	Рыбник	–
Джой	1,6–2,7	35	тяжелая	неустойчивая	1,6	RS260	4LS5	AFC30/800	RS3200
АФК	0,65–0,9	18	средняя	средней устойчивости	1,85	АФКЛ	Конвейероструг	Конвейероструг	–



Приложение 2

Условия применения и состав очистных механизированных комплексов для коротких лав

Тип комплекса	Мощность обслуживаемых пластов, м	Угол падения пласта, град	Характеристика кровли		Сопротивление почвы, МПа	Механизированная крепь	Очистной комбайн	Забойный конвейер
			тип основной кровли	тип непосредственной кровли				
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1КМКЛ	1,9–3,3	0–18	тяжелая	неустойчивая	1,4	1КМКЛ	Одношнечковый ККЛ	Лавно-штрековый угловой
2КМКЛ	1,3–2,2	0–18	тяжелая	неустойчивая	1,4	2КМКЛ	Одношнечковый ККЛ	СПЦ271 Анжера 26

129

Приложение 3

Технические характеристики механизированных крепей для применения на пластах пологого падения

Крепь	Параметры												
	Высота секции в положении, мм		Угол падения, град	Среднее давление на почву, МПа	Удельное сопротивление на 1 м <sup>2</sup> кровли, кН/м <sup>2</sup>	Шаг установки секций, м	Шаг передвижки секций, м	Усилие передвижки, кН		Скорость крепления, м <sup>2</sup> /мин	Площадь проходного сечения для воздуха, м <sup>2</sup>	Расстояние <i>a</i> от задней гидростойки до передней кромки козырька, мм	Расстояние <i>c</i> от передней гидростойки до передней кромки козырька, мм
	сдвинутом, $H_{\min}$	раздвинутом, $H_{\max}$						секции	конвейера				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1МК103М	500	900	35	3,5	500	1,2	0,8	200	100	3	1,8–3,2	3685	2285
1КД80	560	1040	35	1,55	500	1,35	0,8	250	140	3	2–3,6	3590	2440
КД90С	560	1030	35	1,55	440	1,5	0,6	–	–	4	2–3,7	3320	2020
1КД90	560	1160	35	1,7	430	1,5	0,8	304	–	4	2–3,7	3320	2020

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
2КД90	710	1470	35	1,7	500	1,5	0,8	392	–	4	2,3–4,8	3320	2020
3КД90	1000	2000	35	1,7	550	1,5	0,8	392	–	4	3,3–6,6	3320	2020
1КДД	740	1600	35	1,7	380	1,5	0,8	392	–	4	1,8–4	2630	2630
2КДД	1130	2400	35	1,7	530	1,5	0,8	392	–	4	2,75–6	2630	2630
1МТ1,5	835	1510	23	2,6	847	1,5	0,8	360	–	4	2,6–4,95	3380	2180
1МТ	820	1476	25	2,6	1000	1,266	0,63	226	143	3	2,6–4,6	3325	2125
2МТ	1000	2010	15	2,6	1000	1,266	0,63	360	173	3	3,3–6,6	3325	2125
1М130	1600	2480	35	2,5	700	1,2	0,63	800	127	3	5,9–7	3700	2360
2М130	1800	2880	35	2,5	700	1,2	0,63	800	127	3	6,6–10	3700	2360
3М130	2000	3280	35	2,5	700	1,2	0,63	800	127	3	7,4–11,8	3700	2360
4М130	2240	3760	35	2,5	700	1,2	0,63	800	127	3	8,2–14	3700	2360
1ОКП70	1750	2670	30	1,2	600	1,1	0,71	330	240	3	2,35–4,6	1180	1180
2ОКП70	2100	3500	30	1,2	600	1,1	0,71	330	240	3	4,25–6,4	1180	1180
3ОКП70	2600	4000	30	1,2	600	1,1	0,71	330	240	3	5,7–7,6	1180	1180
4ОКП70	1450	2200	30	1,2	600	1,1	0,71	330	240	3	2,25–31	1180	1180
УКП5	2700	5100	35	2	1150	1,5	0,63	620	220	4	2–9	820	820
1М137	560	1300	35	1,35	350	1,5	0,8	270	123	4	1,3–3,5	2700	2700
2М137	1100	2000	35	1,35	400	1,5	0,8	270	123	4	2,9–3,4	2700	2700
3М137	1300	2600	35	1	450	1,5	0,8	270	123	4	3,5–7	2700	2700
1М138/2	900	1700	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	2,6–4,9	2900	2900
2М138/2	1220	2580	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	2,9–6	2900	2900
3М138/2	1585	3105	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	3,4–7,5	2900	2900
1М138/4	980	2000	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	3,6–7,9	3650	2400
2М138/4	1150	2485	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	3,5–9	3650	2400
3М138/4	1600	3150	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	4,3–10,8	3650	2400
4М138/4	1530	3540	30	2,5	900	1,5	0,8	300	125	4	5,4–12,6	3650	2400
1М142	1800	3200	35	2,5	1100	1,5	0,8	960	210	4	6–10	3400	2200

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
2M142	2700	5100	35	2,5	1500	1,5	0,8	960	210	5	9–17	3400	2200
1M143	710	1470	35	1,4	510	1,5	0,8	–	–	5	2,2–4,5	3200	2000
2M143	1350	2600	35	1,4	600	1,5	0,8	–	–	5	4,5–9,1	3500	2000
1M144	1650	3300	35	2,2	600	1,5	0,8	538	246	5	3,3–7	2100	2100
2M144	2150	4300	35	2,2	700	1,5	0,8	538	246	5	4,4–9	2100	2100
3M144	2900	4800	30	2,2	900	1,5	0,8	640	390	5	6–10	2100	2100
1M147	610	1400	30	1,8	700	1,5	0,8	480	160	5	1,4–3,3	2400	2400
2M147	800	1800	30	1,8	750	1,5	0,8	480	160	5	1,9–4,3	2400	2400
3M147	1200	2400	30	1,8	800	1,5	0,8	480	160	5	2,8–5,8	2400	2400
1KM700	1050	2600	35	1,7	800	1,5	0,71	453	288	4	2,5–6,5	2500	2500
2KM700	1500	3200	35	1,7	800	1,5	0,71	453	288	4	3,7–8	2500	2500
RS3200	1300	3200	35	–	780	1,75	0,8	559	200	5	4,5–11,2	3500	3500
RS2600	1300	2600	35	–	780	1,75	0,8	559	200	5	4,5–9	3500	3500
1M174	1300	2800	30	1,8	1000	1,75	0,8	640	390	4	–	–	–
2M174	1800	3800	30	2,2	1250	1,75	0,8	640	390	4	–	–	–
3M174	2500	5300	30	2,5	1300	1,75	0,8	640	390	4	–	–	–
1MKIO	1000	2100	30	2,85	1100	1,5	0,8	610	–	4	3,6–7,9	3650	2400
2MKIO	1245	2500	30	2,85	1100	1,5	0,8	610	–	4	3,5–9	3650	2400
3MKIO	1650	3200	30	2,85	1100	1,5	0,8	610	–	4	4,3–10,8	3650	2400

Технические характеристики механизированных крепей с выпуском угля

Крепь	Параметры											
	Высота секции в положении, мм		Угол падения, град	Среднее давление на почву, МПа	Удельное сопротивление на 1 м <sup>2</sup> кровли, кН/м <sup>2</sup>	Шаг установки секций, м	Шаг передвижки секций, м	Усилия передвижки, кН		Скорость крепления, м <sup>2</sup> /мин	Площадь проходного сечения для воздуха, м <sup>2</sup>	Масса, т
	сдвинутом <i>H<sub>min</sub></i>	раздвинутом <i>H<sub>max</sub></i>						секции	конвейера			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
КНКМ	2500	4200	0–90	2	1300	1,5	0,8	945	340	3,5	4,2–7,8	15,0
МКЮ.4 В–17/30	1700	3000	0–30	2	1000	1,5	0,8	610	–	–	–	18,5
М138 ВПТ	2300	3500	0–15	3,6	1200	2,0	0,8	1005	613	–	–	32

## Технические характеристики механизированных крепей сопряжения

Крепь сопряжения	Рабочее сопротивление крепи		Давление на почву, МПа	Шаг передвижки, м	Высота крепи, мм		Длина крепи, мм	Ширина крепи по верхнякам, мм	Масса, кг
	кН	кН/м			минимальная	максимальная			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КСШ5А	2760	430	1,5	0,8	2200	3100	7500	1000	8000
ОКСА-1У	1600	254	6,4	0,7	2090	3560	8240	–	12000
СО75С	3200	120	2,5	–	986	2014	13000	–	28,6
М81СК	3840	588	2,6	0,63	1800	2600	6530	812	11400
2КМ142	10008	300	2,5	0,73	2500	4500	–	1400	27420
КСД90	6080	810	2,0	0,63; 0,8	1900	2900	7500	–	31400
КСПЮ	4800	603	1,5	0,83	1850	3500	7950	350	8800
КСШЮ	3000	300	2,0	0,8	1700	3800	11000	1000	–
КСКВ	1900	165	–	0,71	2070	3200	11500	2554	24723
КСУ	2000	809	1,0	–	986	2014	–	–	10000
КС-1А	5000	941	3,0	–	–	–	–	–	16600

## Технические характеристики очистных комбайнов (пласты средней мощности)

Комбайн	Параметры									
	Вынимаемая мощность пласта, м	Угол падения, град	Мощность эл. дв. привода исполнительных органов, кВт	Мощность эл. дв. привода подачи, кВт	Скорость подачи, м/мин	Номинальное тяговое усилие, кН	Исполнительный орган			
							диаметр, м	ширина захвата, м	скорость резания, м/с	число оборотов, об/мин
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1ГШ68Е	1,3–2,5	35	2×160	–	4,4	250	1,12; 1,25	0,63	2,7; 3,01	–
2ГШ68Б	1,4–2,5	35	2×160	–	6,0	220	1,25; 1,4; 1,6	0,5; 0,6 3; 0,8	2,7–3,43	–
РКУ–13	1,35–2,6	35	1×200	–	5,0	250	1,25; 1,4; 1,6	0,63; 0,8	2,6–3,4	–
К10ПМ	1,1–2,5	35	2×140	2×30	6,0	400	1,12; 1,25; 1,4	0,63	3; 3,5	–
КШЗМ	1,8–3,3	35	2×145	–	4,4	250	1,6; 1,8	0,5; 0,63	2,45; 2,76	–
К500	1,4–3,5	35	2×250	2×45	7,0	450	1,4; 1,6; 1,8	0,63; 0,8	2,8; 3,5	–
К500Ю	1,6–2,5	35	2×250	2×60	10	560	1,4; 1,6; 1,8; 2,0	0,8	–	–
1К500	1,6–3,5	35	2×250	2×45	7,0	450	1,4; 1,6; 1,8	0,8	–	–
КДК–500	1,35–3,2	35	2×250	2×45	10,0	450	1,25–1,8	0,63; 0,8	2,54–3,2	–
КGS–285	1,4–2,5	35	2×120	1×45	5,5	540	1,25; 1,4	0,63	3,26; 3,34	–
КGS–309	1,8–3,35	25	2×200	1×45	5,5	512	1,6; 1,8	0,63	–	32,7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
KGS-385	1,2-2,7	35	2×200	1×60	6,8	400	1,25; 1,4; 1,5	0,7; 0,8	–	30,2– 38,5
KGS-410	1,5-3,2	35	2×170	1×60	6,0	660	1,25; 1,4; 1,5	0,75; 0,8	–	30,2– 38,5
KGS-324	2,2-3,45	35	2×132	1×60	8,0	500	1,8	0,63	3,77	–
KGS-450	1,8-3,5	35	2×200	1×60	6,0	600	1,8; 2,0	0,8	–	38,0
KGS-600N	1,4-3,9	35	2×300	1×120	6,7	680	1,4-2,0	0,75; 0,8	–	38,0
KGS-345N	1,5-3,2	35	2×200	1×100	6,0	600	1,25-1,6	0,75; 0,8	–	–
KGE-444	1,0-3,1	35	2×200	2×22	5,5	400	1,25; 1,4; 1,5	0,65; 0,75	–	34,1– 54,5
KGE-710	1,5-2,7	35	2×300	2×45	8,0	692	1,2-1,6	0,75; 0,8	–	–
KSW-460E	1,2-2,4	35	2×300	2×45	10,0	646	1,2-1,8	0,65– 1,0	–	–
KSW-620E	2-4,0	35	2×350	2×45	10,0	882	1,4-2,2	0,75– 1,0	–	–
KSW-880E	1,5-3,8	35	2×350	2×60	11,5	670	1,4-2,0	0,8– 1,0	–	–
KSW-1140E	2,0-4,0	35	2×350	2×60	10,0	820	1,4-2,0	0,75– 1,0	–	–
MB-570E	1,0-3,0	35	2×250	2×30	6,0	600	1,0-1,5	0,63; 0,8	–	–
MB-580E	1,8-4,0	35	2×250	2×37	7,5	700	1,4-2,0	0,63; 0,8	–	–
MB-612E	1,8-4,0	35	2×250	2×45	7,5	700	1,4-2,0	0,63; 0,8	–	–

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
MB-850E	1,4-4,0	35	2×350	2×45	8,0	800	1,4-2,0	0,63; 0,8	–	–
4LS3	1,4-2,6	35	2×336	2×26	8,0	390	1,22-1,52	0,68- 1,02	2,8; 3,5	–
4LS5	1,5-3,5	35	2×335	2×40	10,0	535	1,42-1,83	0,68- 1,02	3,4; 4,3	–
4LS20	1,4-3,9	35	2×285	2×50	6,0	535	1,42-2,03	0,68- 1,02	–	37-54
7LS2	1,4-3,2	35	2×420	2×80	12,1	572	1,42-1,57	0,87- 1,22	–	37-54
EL-600	1,4-3,5	35	2×450	2×50	10,0	600	1,1-2,2	0,8- 1,0	3,77	–
EL-2000	1,5-3,5	35	2×500	2×100	11,5	750	1,2-2,2	0,8- 1,0	–	–
EDW-170	1,4-3,0	35	2×170	–	4,8	390	1,3-1,8	0,65; 0,85	–	45
4MG-200	1,4-3,0	35	1×200	–	6,0	250	1,25; 1,4; 1,6	0,63; 0,8	–	41,5- 60,5
MG-250	1,6-3,6	35	2×250	2×40	7,3	580	1,6; 1,8; 2,0	0,63; 0,8	–	30,4- 39,7
MXG-350	1,4-3,0	35	2×150	1×50	6,0	324	1,4; 1,6	0,63	–	–
MXG-500	1,7-3,5	35	2×250	1×100	7,0	387	1,6; 1,8	0,63; 0,8	–	–
MXP-240	1,3-2,7	25	2×100	1×40	7,5	196	1,4; 1,6	0,5; 0,6	3,48	–



## Технические характеристики очистных комбайнов (пласты мощные)

Комбайн	Параметры									
	Вынимаемая мощность пласта, м	Угол падения, град	Мощность эл. дв. привода исполнительных органов, кВт	Мощность эл. дв. привода подачи, кВт	Скорость подачи, м/мин	Номинальное тяговое усилие, кН	Исполнительный орган			
							диаметр, м	ширина захвата, м	скорость резания, м/с	число оборотов, об/мин
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
2КШЗ	2,0–4,1	30	2×200	–	8,0	450	1,8; 2,0	0,5; 0,63	2,75; 3,06	–
КДК–700	2,0–4,3	35	2×355	2×60	10,0	600	1,8; 2,0; 2,2	0,63	–	–
К–600	2,0–4,3	35	2×300	2×60	10,0	560	2,0	0,865	–	25–34
1КШЭ	2,2–4,25	35	2×200	2×19	8,0	450	2,0	0,5; 0,63	3,03	–
КСП	2,8–5,0	35	2×280	2×27,5	8,0	465	2,4	0,63	3,5	–
KGS–475	2,2–4,0	35	2×200	1×75	5,0	455	1,8	0,8	3,58	–
KGS–445	2,2–5,1	35	2×250	1×60	4,5	500	1,8; 2,0; 2,36	0,8	2,32; 2,58	–
KGS–560	1,8–5,2	35	2×300	1×120	7,3	730	1,8– 2,36	0,75– 0,9	–	–
KGS–750	2,0–4,5	35	2×300	1×150	9,0	600	2,0; 2,36	0,75; 0,8	–	24,5
KGS–800	1,7–4,1	35	2×350	1×150	8,0	660	1,8; 2,0	0,65; 0,8	–	32,4; 37
KGS–609	1,8–5,2	35	2×300	1×120	7,3	730	1,8– 2,36	0,75– 0,9	–	–

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
KGS-930	2,0-4,0	35	2×400	1×130	10,0	600	2,0	0,8	2,41	–
KSE-500	2,0-4,0	35	2×200	2×45	8,3	600	1,7-2,0	0,65- 0,95	3,32- 3,9	–
KGE-750	1,6-4,3	35	2×350	2×60	8,0	900	1,6-2,5	0,75; 0,8	–	–
KSE-800	1,8-4,0	35	2×300	2×60	7,4	600	1,6-2,0	0,85- 1,0	–	38-44
KSE-1000	1,8-4,0	35	2×400	2×60	7,5	600	1,6-2,0	0,85- 1,0	–	38-44
KGE-1000	1,5-4,0	35	2×400	2×60	8,5	640	1,4- 2,36	0,65- 0,8	–	28-37
KGE-1250	1,8-5,3	35	2×500	2×60	9,0	900	1,8-3,0	0,8- 1,0	–	–
KSW-500	1,8-4,6	35	2×250	1×100	8,0	600	1,8- 2,36	0,65- 0,95	–	32,7- 39,9
MB-480	1,8-4,0	35	2×200	2×37	7,5	700	1,4-2,0	0,63; 0,8	–	33,0- 47,0
MB-600	1,8-4,0	35	2×250	2×37	7,5	700	1,4-2,0	0,63; 0,8	–	33,0- 47,0
MB-700	2,5-5,0	35	2×300	2×45	7,5	800	1,8-2,5	0,63; 0,8	–	33,0- 40,0
MB-712	2,5-5,0	35	2×300	2×45	7,5	800	1,8-2,5	0,63; 0,8	–	33,0- 40,0
6LS2	1,8-4,9	35	2×450	2×45	10,5	535	1,83- 2,44	0,76- 1,02	2,8; 3,8	–
6LS5	1,9-5,1	35	2×610	2×110	10,6	535	1,83- 2,75	0,98- 1,22	–	26-48

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
7LS3	1,42–4,1	35	2×420	2×80	12,1	572	1,42– 1,83	0,87– 1,22	–	29–43
7LS5	1,8–4,9	35	2×610	2×110	12,1	800	1,78– 2,8	1,0– 1,22	–	31–43
7LS6	1,8–5,4	35	2×750	2×110	12,1	800	1,78– 2,8	0,8	–	36–43
EL–1000	1,8–6,0	35	2×600	2×70	12,5	900	1,4–2,5	0,8–1,0	–	–
EL–3000	2,2–6,0	35	2×850	2×125	12,5	1000	1,9–3,0	0,8–1,0	–	–
SL–230	1,6–4,5	35	2×230	2×36	6,8	560	1,5–2,0	0,75– 1,0	–	37
SL–300	1,4–4,5	30	2×400	2×35	12,5	710	1,4–2,3	0,63– 1,1	–	–
SL–500	2,0–6,0	30	2×750	2×90	14,0	1000	1,8–3,2	0,85– 1,0	–	23–50
SL–750	2,0–4,5	30	2×750	2×80	12,0	750	1,65– 2,5	0,8–1,2	–	–
EDW–300	2,2–5,5	35	2×380	2×40	6,6	519	1,8–2,5	0,65– 1,0	–	23–32
EDW–450	2,1–4,4	35	2×500	2×40	6,0	581	1,6–2,5	0,85– 1,1	–	23–28
MG–400	2,0–4,9	35	2×400	2×50	8,7	620	1,6–2,4	0,63; 0,8	–	29–40
MG–300	2,5–4,7	35	2×300	2×40	7,3	580	2,0– 2,24	0,63; 0,8	–	34–44
MG–500	1,9–5,0	35	2×500	2×75	6,5	975	1,8–2,5	0,8; 1,0	–	–
MG–700	2,3–4,5	35	2×700	2×110	7,2	938	2,2; 2,5	0,86	–	–

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
MG-800	2,9–5,4	35	2×800	2×120	7,2	1250	2,5; 2,7	0,86; 1,0	–	–
МХА-300	2,3–4,5	25	1×300	2×40	6,15	562	2,0	0,65	3,9	–
МХА-500	1,8–4,5	35	2×300	2×40	6,0	600	2,0	0,63; 0,8	–	–
Саартроник 500	3,3–4,7	35	1×410	2×45	8,0	832	1,8–2,3	0,51; 0,8	–	26,6; 32,3

## Приложение 7

### Техническая характеристика струговых установок

Струговая установка	Вынимаемая мощность, м	Угол падения пласта, град	Сопротивляемость пласта резанию в массиве (на поверхности забоя), Н/мм	Длина очистного забоя, м	Исполнительный орган				Конвейер		Тяговый орган (цепь)		Тип механизированной крепи
					Тип	Скорость движения, м/с	Толщина среза, мм	Мощность привода, кВт	Мощность привода, кВт	Скорость движения, м/с	струга	конвейера	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
УСТ2М	0,5–1,0	0–25	До 250	200	Отрывного действия	0,7;1,7	55–85	110	110	0,5; 1,1	24×92	18×64	МК 98
СО75М	0,55–1,4	0–25	До 250 (до 125)	200	Отрывного действия	0,77; 1,72	55–75	220	220	0,62; 1,38	24×92	18×64	МК 98 1МК88С
СН75	0,65–1,4	0–25	До 300 (до 150)	200	Скользящего действия	0,77; 1,72	30–70	220	220	0,62; 1,38	26×92	18×64	МК 98 1МК88С

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
СО90	0,7– 1,5	0–25	До 250 (до 125)	200	Отрывного действия	1,67; 1,89	–	320	–	0,67; 1,21	30×108 34×126	26×92	КД90С
СН96	0,76– 1,4	0–25	До 300 (до 150)	200	Скользящего действия	0,7; 1,9	–	320 500	–	0,7; 1,2	30×108 34×126	26×92	КД90С
ЗСКП	0,8– 1,4	0–25	До 300 (до 150)	200	Комбиниро- ванного действия	0,73; 1,91	–	500	500	0,73; 1,22	30×108 34×126	26×92	КД90С

Приложение 7.1

Техническая характеристика резцов типа РС и их вставок

Параметры	Резец средний		Вставка	
	РС1	РС2	СТВ.04	СТВ.05
Длина, мм	230	250	105	105
Вылет, мм	60 (отн. корпуса струга)		52	52
Тип вставки	СТВ.03		ВК1	–
Ширина режущей части, мм	32	50	32	32
Угол заострения, град	72	60	60	72
Форма передней поверхности	Плоская		Овальная	–
Масса пластинок твердого сплава, г	100	100	86	152
Масса резца, кг	3,5	3,5	0,7	0,7
Марка твердого сплава	–		–	ВК15

## Техническая характеристика резцов типа РС и РЛ

Параметры	Тип резца									
	РС3	РС4	РС6	РС7	РС8	РС9	РС10	РС11	РЛ10	РЛ155
Длина резца, мм	118	118	150	150	120	155	180	152	150	175
Ширина режущей кромки, мм	32	32	22	13	32	13	13	58	22	22
Форма сечения хвостовика	плоская со скругленными меньшими сторонами					прямоугольная				
Угол заострения, град	60	72	72	70	80	75	75	80	72	72
Форма передней поверхности	плоская			плоско-клиновья	гребенчатая	плоскоклиновья		гребенчатая	плоская	
Масса пластинок тв. сплава, г	86	116	32	36	155	36	36	155	32	32
Марка твердого сплава	BK15				BK11BK	BK15		BK11BK	BK15	
Марка стали державки	35ХГСА									
Масса, кг	1,0	1,1	1,15	1,15	1,14	1,7	2,65	3,27	1,5	2,5

Техническая характеристика бурошнековых комплексов

Комплекс	Мощность пластов, м	Ширина выемочной полосы, м	Длина выемочной полосы, м	Скорость подачи бура, м/мин	Усилия подачи бура, кН	Техническая производительность, т/мин	Габаритные размеры, мм			Масса комплекса, т
							длина	ширина	высота	
БШК–2ДМ	0,6–0,9	1,9–2,1	До 85	0–1,8	300	1,5–2,5	9830	3300	2240	54,2
КБВ “Вектор”	0,5–1,0 1,0–1,5	1,9–2,6	До 120	0–2,4	500	1,5–2,5	9830	3420	2320	52,1–65,8

Рекомендации по выбору параметров исполнительных органов и типоразмеров резцов

Тип исполнительного органа	Вынимаемая мощность пласта, м	Параметры исполнительного органа				Типоразмер резцов для групп типовых условий применения комбайна			
		диаметр $D_{и}$ , м	ширина захвата $B_з$ , м	частота вращения $n$ , об/мин	число заходов шнека $N_з$	I	II	III	IV
Шнековый	0,56–1,3	0,56–0,8	0,63; 0,8	54; 76; 107	2	ТП100, РО65 ТК65	РО65 ТП100	ТК65 РО65	ТК65 РО65
	1,00–2,0	0,8–1,25	0,63; 0,8	38; 54; 76	2	ТП125 РО80	РО80 ТП125	ТК65 РО65	ТК65 РО65
	1,6–4,0	1,6–2,0	0,63; 0,5	19; 27	3; 4	РО100 (РО80) ТП160	РО100 (РО80) ТК80	ТК80 РО100 (РО80)	ТК80 РО100 (РО80)
Барабанный	0,56–1,3	–	0,8	38; 54; 76	–	РД45	РД65	РО80	РО80
Буровой	0,56–1,3	–	0,8	38; 54	–	–	РТО63	РО65	РО65

Техническая характеристика кабелеукладчиков

Кабеле- укладчик	Угол падения пласта, град	Разрывное усилие, кН	Сечение, мм × мм	Радиус изгиба петли, м	Высота петли, м	Ширина желоба для размещения кабелеукладчика, мм	Длина лавы, м
1	2	3	4	5	6	7	8
КЦ	До 18	220	76 × 120	8	400	Не менее 187	–
1КЦ	До 18	220	76 × 180	8	400	Не менее 250	–
2КЦ	До 18	220	76 × 138	8	400	Не менее 210	–
КЦН	18–35	220	76 × 120	8	400	Не менее 187	–
1КЦН	18–35	220	76 × 180	8	400	Не менее 250	–
2КЦН	18–35	220	76 × 138	8	400	Не менее 210	–
ЦТ4	До 18	140	70 × 110	8	400	–	–
2ЦТА	–	140	100 × 129	–	510	Не менее 220	–
КЦЮ	0–18	220	70 × 138	8	400	210	150, 180, 200, 220, 250
1КЦЮ	0–18	220	70 × 180	12	400	250	
2КЦЮ	0–18	220	70 × 158	8	400	230	
КЦНЮ	18–30	220	70 × 138	8	400	210	
1КЦНЮ	18–30	220	70 × 180	12	400	250	
2КЦНЮ	18–30	220	70 × 158	8	400	230	
КЦПЮ	0–30	220	70 × 138	8	400	210	
1КЦПЮ	0–30	220	70 × 180	12	400	250	
2КЦПЮ	0–30	220	70 × 158	8	400	230	
К1 (SL300)	60	–	162 × 76	29	420	235	
К2 (EW)	6	–	118 × 84	29	426	185	–



## Установки насосные для борьбы с пылью

Установка насосная	Подача, м <sup>3</sup> /ч	Номинальный напор, м	Номинальная мощность насоса, кВт	Габаритные размеры, мм	Масса, кг
1	2	3	4	5	6
1УЦНС13	13–22	350	25,2	2310×780×850	1160
2УЦНС13	13	350–500	36	2310×750×900	940
УЦНС22	22	262	35	2043×750×900	890
УНД04–125	4,6	125	11	1200×450×600	300
УНВК(Г)1	1	60	4	1000×380×545	176
УНВК(Г)4	4	125	11	1000×380×545	176

## Техническая характеристика оросителей

Оросители	Рабочее давление воды, МПа	Коэффициент расхода	Угол раскрытия факела, град	Форма факела	Габаритные размеры, мм		Масса, кг
					диаметр	высота	
1	2	3	4	5	6	7	8
ОК	0,6–1,5	1–6	15–80	Сплошной конус	24	26	0,028
ОЗН	0,6–1,5	1–6	45–80	Полый конус и диспергированная струя в центре	24	26	0,025
ОЗ	0,6–1,5	1–6	45–80	–	24	26	0,025

Максимальная производительность забойных конвейеров, т/мин

СПВ202В1	СПЦ162	СПЦ261	СП87ПМ	СПЦ271 Анжера 26	СУОКП70	Анжера 30	СП301	АФС30/800
10	7,2	8	10	12	12,6	16	16,5	16,6

Технические характеристики передвижных скребковых конвейеров

Тип, марка	Макси- мальная производи- тельность, т/мин	Скорость движения цепи, м/с	Разме- ры звена цепи, мм	Разрыв- ное усилие цепи, кН	Масса 1 м цепи со скреб- ками, кг	Мощ- ность привода, кВт	Длина поставки, м	Масса изделия, т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
СП63М	4,33; 5,0; 6,0	0,8; 0,92; 1,12	18×64	410×2	19,85	45×2(3)	150; 200	31,1; 53,3; 41,1
СУ-1МК; СУ-2МК	3,5; 4,4	0,93; 1,17	18×64	480×2	22,8	55×2(3)	125; 155	59,5; 69,7
СУ-МК75	10,0	0,92; 1,17	18×64	480×2	–	55×2(3)	–	–
СУ-ОКП	8,0; 10,0	0,93; 1,24	18×64	480×2	22,8	55×2(3)	125; 155	73,8; 91,4
СУ-ОКП70	9,33; 12,0	1,1; 1,24	18×64	480×2	–	55×2(3)	–	–
КМ81-02БМ	6,66	1,12	18×64	380×3	–	45×2(3)	120	–
СПЦ151 (СП64)	4,0; 5,0; 5,5	1,0; 1,25; 1,4	20×80	600×1	24,5	55×2(3)	180	100

1	2	3	4	5	6	7	8	9
СПЦ161 (СА64П2)	5,8; 7,3	1,0; 1,25	20×80	600×1	27,9	55×2	200	110
СПЦ162	6,0	1,0	20×80	600×2	36,1	90×2	180	106,0
СП87П	6,66; 7,7; 8,4; 10,0	1,25; 1,4; 1,0; 1,12	18×64	480×2	20,8	55×3 110×2	160; 170; 200	104,4; 111,6; 140,0
СП202	7,17; 7,66; 8,92; 10,0	1,0; 1,12; 1,25; 1,4	18×64	480×2	22,2	55×2(3) 55×3	150; 175; 200	38,5; 44,0; 50,6
СП301	10,0; 12,6; 14,0; 15,5; 16,5	0,8; 1,06; 1,12; 1,24; 1,38	24×86	720×2	48,9	55×4 110×2	120;160; 200	77,0; 66,5; 125,0
СПЦ271	12,0	1,25	26×92	850×2	–	110×3	200	–

## Приложение 13.2

## Технические характеристики скребковых конвейеров

Тип, марка	Максимальная производитель- ность, т/мин	Скорость движения цепи, м/с	Размеры звена цепи, мм	Мощность привода, кВт	Длина поставки, м	$\alpha$ , град
1	2	3	4	5	6	7
Юрмаш 850	20	1,3	34×126	3×400	300	35
Юрмаш 950	25	1,3	34×126	3×400	300	35
КСЮ 271	13,5	1,13	30×108	3×250	300	35
КСЮ 381	17,5	1,13	30×108	3×315	300	35
КСД–26	8,6	1,1	24×86	2×160	250	35
КСД–26В	10	1,06	26×92	2×160	300	35
КСД–27	16	1,08	30×108	2×200	300	30

1	2	3	4	5	6	7
КСД-268	10	1,06	26×92	2×160	300	35
СПЦ-26	8,6	1,07	24×86	2×160	200	35
СПЦ-2-6	7,6	1,0	18×64	2×110	200	35
СПЦ-26У	7,6	1,0	24×86	2×160	250	35
СПЦ-334	23,3	2,05	34×126	2×250; 2×400	250; 300; 350	35
СПЦ-230-11	20	1,0	30×108	3×160; 2×200; 2×250	200; 250; 300; 350	35
СПЦ-163М	9,3	1,12	24×86	2×160; 2×200	200-300	35
СП-250-11	7,1	1,0	18×64	2×75; 2×110	200	35
СП-250-12	7,1	1,0	18×64	2×75; 2×110	200	35
СП-301 М/90	10-16,6	1,12; 1,24	24×86	2×160; 2×200	200; 250	35
СП-251.11	10	–	24×86	2×160; 2×200	250	35
СП-251.12	10	–	24×86	2×160; 2×200	250	35
СП-251.13	10	–	24×86	2×160; 2×200	250	35
СП-251.14	10	–	24×86	2×160; 2×200	250	35
Glinik 260/724/BP	19	1,12-1,85	30×108	2×200; 2×250; 2×315	400	35
Glinik 298/800/BP	27,5	1,12-1,85	34×126	2×200; 2×250; 2×315; 2×400	400	35
Glinik 340/924	41	1,12-1,85	38×137	3×400; 3×500; 3×630	350	35
Joy AFC-30/800	30	–	30×tra	750	–	35
Joy AFC-34/890	45	–	34×tra	1125	–	35
Joy AFC-42/1000	60	–	42×tra	1500	–	35
Joy AFC-50/1100	75	–	50×tra	2000	–	35

1	2	3	4	5	6	7
PSZ-750/790	21	2,06	30×108	1600	500	35
C3K-190/800	11,6	1,1	–	4×250	260	–
C3K-190/642	13,3 (15)	0,95 (1,1)	–	4×200; 4×250	300	–
C3K-228/732	13,3 (15)	0,95 (1,1)	–	4×200; 4×250; 4×315	350	–
C3K-228/800	15 (16,6)	0,95 (1,1)	–	4×200; 4×250; 4×315	350	–
C3K-228/832	15 (16,6)	0,95 (1,1)	–	4×200; 4×250; 4×315	350	–
C3K-285/965	28,3	1,13	–	3×400	350	–
C3K-190/800	11,6	1,1	–	4×250	350	–
СП-63М	5; 6	0,8–1,12	18×64	3×45	200	35
СП-64	4; 5; 5,5	1–1,4	20×80	3×55	180	–
СП-87П	7,7–10	1–1,4	18×64	3×55	160–200	–
СП-202	7,1–10	1–1,4	18×64	3×55	150–200	–
PSZ-750	21,6	–	30×108; 34×126	1600	500	35
PSZ-850	26,6	–	30×108; 34×126	1600	500	35
PSZ-1000	41,6	–	38×137; 42×146	2000	500	35
SGB-630/150	7,5	0,93–1,1	18×64	2×75	200	35
SGB-630/264	7,5	0,93–1,1	22×86	2×132	180	35
SGB-730/320	15	0,93–1,1	26×92	2×160	180	35

1	2	3	4	5	6	7
SGD-630/180	7,5	0,93-1,1	26×92	2×90	150	35
SGD-630/220	7,5	0,93-1,1	26×92	2×110	100-150	35
SGD-730/320	15	0,93-1,1	30×108	2×160	180	35
SGZ-630/180	7,5	0,93-1,1	26×92	2×90	200	35
SGZ-630/320	7,5	0,93-1,1	26×92	2×160	200	35
SGZ-764/400	20	0,93-1,1	26×92	2×200	200	35
SGZ-764/630	20	1-1,3	30×108	2×315	200	35
SGZ-764/630	20	1-1,3	30×108	2×315	200	35
SGZ-800	25	1,1	34×200	2×400	250	10
SGZ-830/1500	20	1-1,3	34×126	2×515	250	35
SGZ-900/1500	25	1,1-1,3	34×126	2×525	250	35
SGZ-1000	50	1,3	38×137; 42×146	2×855; 2×1000	300	35
SGZ-1200	50	1,3	38×152; 52×170	2×855; 2×1000	350	35

## Техническая характеристика перегружателей

Перегружа- тель	Макси- мальная произ- води- тель- ность, т/мин	Длина в поставке, м	Шири- на реш- така, мм	Высота решта- ка, мм	Масса, т	Тип тяговой цепи	Рас- стоя- ние между скреб- ками, мм	Ско- рость движе- ния тя- говой цепи, м/с	Мощ- ность привода, кВт	Ресурс рештач- ного става, тыс. т
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ПТК1У	5,4; 8,7	51; 35	642	190	16	2-18×64-2	510	1,28	55	290; 920
ПТК 3У	11,3; 14,2	51	642	190	20,4	2-18×64-2	510	1,25; 1,4	2×55	290; 920
ПСП-26	16	44-100	732	230	40	26×92	1104	1,17; 1,5	110; 160	1500
ПСП-26-03	18,3	44-100	732	250	45-70	30×108	1080	1,17; 1,5	160; 200	2000
ПСП-308- 01	20	45-100	732	230	59-100	26×92	1104	1,17	110; 160	1500
ПСП-308- 02	25	45-100	840	255	50-100	30×108	1080	1,3	160; 200	2000
ПСП-308- 03	30	45-100	1032	250	50-100	30×108	1080	1,5	65/200; 85/250	2500
ПС271	12	51,7	732	252	39	2-30×108	864- 1080	1,16; 1,3	160; 200	1500
ПС391	35	60	910	300	60	30×108	—	1,1	200; 250	5000
ПС3100	35	60	1050	300	70	30×108	—	1,1	250; 315	7000
ПС3125	50	60	1250	350	80	34×126	—	1,2	315; 500	10000

## Техническая характеристика дробилок, т/мин

Дробилка	Максимальная производительность, т/мин	Диаметр барабана, мм	Частота вращения барабана, об/мин	Максимальный размер негабарита по высоте, мм	Максимальный размер дробленной массы, мм	Мощность двигателя, кВт	Применение
1	2	3	4	5	6	7	8
ДЗК	20	840	129	–	130	45–55	На ставе перегружателя
ДУ910	20	910	480	800	300	110	Встраиваемая в ПСП-26, ПСП-308
ДУ910-01	21,7	910	480	800	300	110	Встраиваемая в ПСП-26, ПСП-308
ДУ910-02	25	1000	480	1000	300	160	Встраиваемая в ПСП-26, ПСП-308
УРН2	6–15	–	–	700	400	55	Встраиваемая в СО75, СН75, УСВ
ДР1000Ю	16,7	850	396	700	300	55×2	Встраиваемая в перегружатель



## Дробилки, встроенные в конструкцию очистных комбайнов

Комбайн	$m$ , м	Ширина захвата комбайна $B$ , м	$\alpha$ , град	$N$ , кВт
1	2	3	4	6
6LS1	1,8–3,8	0,76–1,02	35	55; 67
KSE–800	1,8–4,0	0,65–0,95		45
KSE–1000	1,8–4,0	0,85; 1,0		75
KGS–800S/2BP	1,7–4,1	0,65; 0,8		85
KGS–800RW/2BP	2,2–4,0	0,8		85
MG400/985–WD	1,9–4,72	0,63; 0,8		75
6LS2	1,8–4,9	0,72–1,02		55; 67
6LS5	1,9–5,1	0,98–1,22		55; 67
7LS6	2,2–4,9	0,8		110
SL500/1	2,0–5,0	0,85–1,0		100
SL500/2	2,0–6,0	0,85–1,0		100
SL500/3	2,0–5,5	0,85–1,0		100
SL500/4	2,0–5,5	0,85–1,0		100
КСП	2,8–5,0	0,63		90
KGE–1250F	1,8–5,3	0,8–1,0		85

Для рассмотренных в прил. 15.1 дробилок используются параметры: диаметр барабана  $D_6 = 0,84$  м; частота вращения определяется конструкцией поворотного редуктора (например, для комбайна 6LS1  $n = 190$  об/мин); как правило, на комбайне устанавливается одна дробилка.

## Дробилки фирмы DBT

Дробилка	$Q$ , т/мин	$D_6$ , м	$n$ , об/мин	Размер не- габарита, мм×мм	Размер дроблен. массы, мм	$N$ , кВт
1	2	3	4	5	6	7
SB 0909U	25	910	380–600	900×500	0–150	2×90
SB 0912U	41	910	380–600	1200×500	0–150	2×90
SB 0916U	58	910	380–600	1500×500	0–150	350
SK 1111	50	1100	310–500	1050×650	0–150	350
SK 1114	66	1100	310–500	1300×650	0–150	350
SB 1218	83	1180	290–470	1700×750	0–150	2×350
SK 1418	100	1400	260–400	1750×850	0–150	2×350
WB 1418	50	1460	71–81	1700×900	0–250	350

## Дробилки ООО «Юргинский машиностроительный завод»

Дробилка	$Q$ , т/мин	$D_{\text{ротора}}$ , м	Окружная скорость ротора, м/с	$n$ , об/мин	Размер негабарита, мм×мм	Размер дроблен. массы, мм	$N$ , кВт
1	2	3	4	5	6	7	8
ДРШЮ (дробилка кускового угля шнековая) устанавливается вместе с перегружателями любых типов	33,3	0,9	3,8	80	1000 (по высоте)	140–400	160
ДР2500М (дробилка кускового угля ударного действия) устанавливается в разрыве перегружателей различных типов	41,6	1,0	24	–	1200 (по высоте)	250	250
ДР1000Ю (дробилка кускового угля) устанавливается в разрыве перегружателей различных типов	21,6	0,85	17,6	–	700 (по высоте)	300	55×2 (110×1)

## Приложение 16

## Технические характеристики насосных станций, применяемых в составе механизированных крепей

Насосная станция	Номинальное давление, МПа	Номинальная подача жидкости, л/мин	Перепад от верхнего предела давления, %	Суммарная мощность электродвигателей, кВт	Емкость бака, л	Габариты, мм	Масса, кг (без рабочей жидкости)	Рабочая жидкость
1	2	3	4	5	6	7	8	9
СНТ 32	32	100	20	113	1600	2000 × 1060 × 920	3240	Водная эмульсия с 3–5 % присадки “Аквол-3” по ТУ38.УССР.20 1.253–76, 2,5–3 % концентрата гидрожидкости ФМИ РЖ ТУ38.101.1813–98; 2 % концентрата РЭМ ТУ401-5878–93
СНТ 32–01	32	100	20	113	2000	2000 × 1060 × 920	3350	
СНЛ90/32.00	32	90	20	58	2000	6000 × 1110 × 940	3000	
СНЛ90/32.01	32	90	20	113	2000	8400 × 1220 × 940	4600	
СНЛ180/32.00	32	180	20	223	2000	9030 × 1270 × 940	6500	
СНЕ90/32	32	95	20	55	2000	–	3424	
СНЕ120/32	32	120	20	90	2000	–	3764	
СНЕ150/32	32	152	20	90	2000	–	3884	
СНЕ180/32	32	180	20	110	2000	–	4074	
СНТ40	40	160	–	113	1600	2650×1000×920	5440	

Технические характеристики насосных станций\* для механизированных комплексов

Тип станции	$Q$ , л/мин	$P_{\text{ном}}$ , МПа	$P_{\text{пред. клап.}}$ , МПа	$D_{\text{плунжера насоса}}$ , мм	Ход плунжера, мм	Кол-во плунжеров	$N_{\text{эл.дв.}}$ , кВт	$U_{\text{эл.дв.}}$ , В	$n_{\text{коленвала}}$ , об/мин	Раб. жидкость, %	Вес насосного узла, кг	Размер насосного агрегата ( $L \times B \times H$ ), мм	Объем бака, л
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
BRW125/31.5	125	31,5	34,7–36,2	40	66	3	75	660/1140	561	3–5	1600	2166×838×980	1000
BRW160/31.5	160			45	66	3	110		561		1720	2180×858×980	1000
BRW200/31.5	200			36	74	5	125		567		3000	2400×960×1100	1000
BRW250/31.5	250			40	74	5	160		567		3000	2400×960×1100	1000
BRW315/31.5	315			45	66	5	200		650		3900	2900×1200×1300	1000
BRW400/31.	400			45	84	5	250		650		4000	3000×1200×1300	1000
BRW500/31.55	500			51	84	5	315		650		5260	3659×1262×1380	1000

\* – у всех типов станций имеется устройство автоматического приготовления эмульсии.

Типоразмерный ряд и параметры резцов

Тип резца по ОСТ 12.44.1 65–80	Исполнение	Типоразмер резцов	Конструктивный вылет $l_k$ , см	Длина хвостовика $l_{хв}$ , см	Обозначение резцов, выпускаемых по техническим условиям	Характеристика режущей части					Максимальная толщина пластины твердого сплава по задней грани резцов, мм
						ширина конструктивная $b_k$ , см	форма режущей кромки	форма передней поверхности	углы <sup>***</sup> (конструктивные)		
									резания $\delta$ , град	задний $\alpha$ , град	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Р	РО	РО40	4,0	5,5	ЗНЗ	0,9	Овальная	Плоская	85	5	5
		РО65	6,5*	5,5	И90МБ	1,1			80	5	7
		РО65	6,5	6,5	РО65	1,4	Овальная	Клиновидная	83	8	9
		РО80	8,0	6,5	ЗР2.80	2,5	Треугольная	Клиновидная	83	15	13
		РО80	8,0	6,5	ЗР4.80	1,4	Овальная	—	83	8	9,5
	РО100 <sup>0</sup>	10,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	РД	РД45 РД65	4,5 6,5	4,5 7,5	УМК90 МК-І-4-14А	1,1 1,1	Овальная	Плоская	85 85	10 10	7 7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Т	ТП	ТП00	10,0	9,5	–	–	–	–	–	–	–
		ТП25	12,5	9,5	ИТ-125	2,0	Прямо- угольная	Плоско- клино- видная	69	15	9,5
	ТП60 <sup>0/</sup>	16,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–
	ТК	ТК65	6,5	6,5	РКС-1	0,9 <sup>**</sup>	Тре- угольная	Оваль- ная	90 98 <sup>****</sup>	0 8 <sup>****</sup>	9
ТК80		8,0	7,0	РКС-2	1,2 <sup>**</sup>			90 98 <sup>****</sup>	0 8 <sup>****</sup>	12	
РТ	РТП РТО	РТП80	8,0 <sup>*</sup>	8,0	И79Б	1,1	Оваль- ная	Пло- ская	85	10	7
		РТО65	6,3 <sup>*</sup>	5,4	КБ01	1,1			85	10	7

Примечание: \*) в новых конструкциях не применяется

\*\* ) диаметр керна

\*\*\* ) при угле установки резца  $\theta = 45^\circ$

\*\*\*\* ) при угле установки резца  $\theta = 53^\circ$

0/ разрабатываемые в настоящее время типоразмеры, не включенные в ОСТ 12.44.165–80

Условия применения и состав очистных механизированных комплексов и агрегатов для крутого падения

Тип комплекса, агрегата	Мощность обслуживаемых пластов, м	Угол падения пласта, град	Характеристика кровли		Сопротивление почвы, МПа	Механизированная крепь	Очистной комбайн	Забойный конвейер	Крепь сопряжения
			тип основной кровли	тип непосредственной кровли					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
КГУ	0,6–1,0 0,75–1,5	35–90	–	Средней устойчивости	–	КГУ–Д	А–70 Темп–1	–	
АК-3	1,6–2,5	До 70	–	Средней устойчивости	1,0	АК–3	Конвейероструг	–	<u>1КСВ</u> 1КСК
1АЦМ	1,2–2,2	50–90	–	Средней устойчивости	–	1АЦМ	Конвейероструг	Конвейероструг	–
1АНЦ	0,7–1,3	40–90	–	Средней устойчивости	–	1АНЦ	Конвейероструг	Конвейероструг	–
2АНЦ	1,6–2,2	35–90	–	Средней устойчивости	1,0	2АНЦ	Конвейероструг 1АЦМ	Конвейероструг 1АЦМ	–
3АНЦ	2,0–3,2	35–90	–	Средней устойчивости	1,0	3АНЦ	Конвейероструг 1АЦМ	Конвейероструг 1АЦМ	–
ЩРПМ1	3,5–5,5	30–50	–	Неустойчивая	0,4	ЩРП	Конвейероструг 1АЦМ	Конвейероструг 1АЦМ	–
КПК 1М	1,8–2,6	35–90	–	Средней устойчивости	2,5	КПК–1	КШ–1КГУ	–	<u>1КСВ</u> 1КСК



Приложение 19

Технические характеристики механизированных крепей для применения на пластах крутого падения

Крепь	Параметры										
	Высота секции в положении, мм		Угол падения, град	Среднее давление на почву, МПа	Удельное сопротивление на 1 м <sup>2</sup> кровли, кН/м <sup>2</sup>	Шаг установки секций, м	Шаг передвижки секций, мм	Усилие передвижки, кН		Скорость крепления, м <sup>2</sup> /мин	Площадь проходного сечения для воздуха, м <sup>2</sup>
	сдвинутым H <sub>min</sub>	раздвинутым H <sub>max</sub>						секции	конвейера		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1КГУ–Д	600	1000	35–90	1,96	342	1,1	900	156	–	–	–
2КГУ–Д	750	1270	35–90	1,96	342	1,1	900	156	–	–	–
3КГУ–Д	900	1500	35–90	1,96	342	1,1	900	156	–	–	–
КПК1	1750	2650	35–90	2,5	350	1,3	710	440	–	2,6	3,2–4,6
АКЗ	1400	2500	До 70	1,0	400	1,2	500	440	–	2,4	3,0–4,7
ЩРП	3400	3700	30–50	0,4	260	2,4	900	640	–	8,0	7,1–10,7

191

Приложение 20

Технические характеристики конвейеростругов

Конвейероструг	Длина, м	Мощность привода, кВт	Скорость резания, м/с	Ширина выемочного органа по зубкам, м	Расчетная производительность, т/мин	Тип тягового органа	Шаг выемки, м	Масса, т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1АЦМ21.00.000–07	40	90	0,9	0,76	1,5	–	–	9,5
1АЦМ21.00.000–08	40	115	1,3	0,76	2,0	–	–	8,9
КС.00.000	60	160	1,43	0,68	3,0	Цепь 26×92–Д	0,7	33,4
КС.00.000.01	60	160	1,43	0,8	3,0	Цепь 26×92–Д	0,7	33,6

## Техническая характеристика гидромониторов

Гидромонитор, установка	Коэффициент крепости угля	Мощность пласта, м	Максимальное рабочее давление, МПа	Максимальный расход воды, м <sup>3</sup> /с	Максимальное расстояние до пульта управления, м	Диаметр насадок, мм	Угол поворота ствола, град		Масса, кг
							в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ГМДЦЗМ	1,2–1,3	Более 0,8	12	0,04	10	16; 18	210	100	366
ГМДЦ4	1,2–1,6	Более 0,8	16	0,04–0,05	14	18; 20; 22; 25	210	100	400
ГПД12–5	1,2–1,3	Более 0,8	12	0,04–0,05	10	18; 20; 22	210	100	390
12ГД2	1,2–1,3	Более 1,35	12	0,11	10	25; 28; 30; 32	190	100	500
12ГП2	–	Более 1,7	12	0,11	12	25; 28; 30	180	110	3000
16ГД	1,2–1,6	Более 1,7	16	0,11	14	22; 25; 28	180	95	550
ГДМС12–10	1,2–1,4	–	12	0,11	15	20; 22; 25; 28; 30	190	100	525
УГК	–	–	16	0,11	–	20; 22; 25; 28; 30	180	100	2000
16ГП	–	Более 1,7	16	0,12	–	25; 28; 30	–	–	–
ГПИ	–	Более 1,8	18	0,04–0,01	–	–	–	–	–

## Техническая характеристика механогидравлических комбайнов

Комбайн	Максимальная производительность, т/мин	Исполнительный орган	Мощность электродвигателя, кВт	Механизм перемещения	Скорость передвижения, м/мин	Расход воды на транспортирование, м <sup>3</sup> /ч	Давление воды, МПа	Длина × ширина × высота, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9
К56МГ	2,25	Стреловидный избирательного действия	55	Гусеничный самоходный	1,82	100	1,5	5,5×1,38×12,7
Урал-38	2		36		1,97	150-300	2,5	5,85×1,6×9,8
ГПКСГ	3		79		4,4	150-300	2,5	6,4×1,6×1,7

Технические характеристики лебедок, применяемых при доставке и монтаже  
горно-шахтного оборудования

Лебедка	Назначение	Тяговое усилие на канате, кН	Диаметр каната, мм	Скорость движения каната, м/мин	Канатоемкость барабана, м	Мощность электродвигателя, кВт	Длина × ширина × высота	Масса, кг
1	2	3	4	5	6	7	8	9
ЛПК–10Б	Посадочная	130	20	9	210	20	2365×810×1100	2170
ЛВД–34	Посадочная	125	15,5	8,4	600	22	980×1940×1040	1600
ЛВД–24	Доставочная	120	12,5	0,011	350	13	920×1040×2250	620
ЛВ–25	Доставочная	250	17	0,016	1000	30	1070×2250×1100	2400
1ЛГКН	Предохранительная	100	21,5	2,7	200	13	3100×700×1085	2722
ЗЛП	Предохранительная	45	22–34	10	460–170	30	2975×1000×1050	4100
ШВ–2000М	Вспомогательная	2	6,4	30	120	1,6	355×520×630	60

## Технические характеристики монорельсовых и напочвенных дорог

Дорога	Длина, м	Тяговое усилие, кН	Масса перевозимого груза при угле наклона до 6°, кг	Скорость движения каната, м/с	Установленная мощность, кВт	Количество посадочных мест	Масса, кг
1	2	3	4	5	6	7	8
ДМКУ	2000	34,2	До 12000	0,3–2	90	32	94
ДМКУ2	2000	80	До 24000	0,3–2	2×110	48	117,7
ДКМУ4	2000	27,02	До 8000	0,25; 0,45; 0,8; 1,26	45	До 32	75
ДКМУ1	2000	42	До 14000	1,8	75	До 48	94
ДКНЛ1	1000	25	До 15000	1	30	10	10,8
ДКНЛ1	2000	38	До 22000	1	45	10	17,2
ДКНУ1	2000	42	До 23000	1	75	34	22,5
ДКНТ-1-250	1000	110	До 70000	2	250	55	50,3
ДКНТ-2-250	2000	110	До 64700	2	250	55	58
ДКНТ-2-315	2000	116	До 74000	2	315	55	59,7

## Техническая характеристика монтажных станков

Монтажный станок	Максимальный вылет стрелы, м	Ход раздвижки стрелы, мм	Грузоподъемность, т	Основные размеры, мм			Масса, кг
				длина	ширина	высота	
1	2	3	4	5	6	7	8
М-130	4140	1260	9	4890	1210	2030	1000
КМЭ	–	–	4	4570	570	1200	2500
МС-2	–	2800	5	4000	1050	1500	6000
СМ-1	–	2400	5	4380	2080	1600	4700
1М144.05	5500	–	12,5	–	–	–	11200
Конструкции ПНИУИ	4300–5800	1500	18	4000	1200	1100	17000

## Техническая характеристика грузоподъемных устройств

Грузоподъемное устройство	Грузоподъемность, кН	Высота подъема, м	Перемещение крюка, м		Скорость перемещения, м/мин	Привод
			продольное	поперечное		
1	2	3	4	5	6	7
Устройство подъемное	62	4	6,7	1,6	12	Гидравлический
Таль гидравлическая монорельсовая	50	2	До 50	–	30	Гидравлический
Кран шахтный К1000М	15	3,9	4,5	–	16	Самоходный рельсовый
Монтажный кран КМК	60	3,3	–	–	–	–

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ .....	3
1. ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И СТРУКТУРА ПРОЕКТА.....	4
1.1. Цель и задачи проектирования.....	4
1.2. Тематика курсового проектирования.....	5
2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	5
2.1. Горно-геологическая характеристика пласта.....	5
2.2. Анализ и выбор системы разработки.....	8
2.2.1. Систематизация средств механизации горных работ.....	13
2.3. Определение размеров выемочного столба.....	18
2.4. Выбор оборудования очистных забоев.....	20
2.4.1. Выбор оборудования комплексно-механизированных забоев на пластах пологого падения.....	20
2.4.1.1. Выбор механизированной крепи.....	21
2.4.1.1.1. Определение сопротивления механизированной крепи.....	21
2.4.1.1.2. Выбор механизированной крепи по устойчивости непосредственной кровли.....	22
2.4.1.1.3. Выбор механизированной крепи по углу падения.....	23
2.4.1.1.4. Выбор механизированной крепи по несущей способности почвы.....	23
2.4.1.1.5. Выбор механизированной крепи по мощности пласта. Определение типоразмера крепи.....	24
2.4.1.2. Выбор механизированной крепи сопряжения.....	27
2.4.1.3. Выбор выемочной машины.....	28
2.4.1.3.1. Выбор струговой установки.....	30
2.4.1.3.2. Выбор очистного комбайна.....	38
2.4.1.3.3. Определения, обозначения и сокращения по резцам.....	41
2.4.1.3.4. Выбор кабелеукладчика и средств пылеподавления.....	44
2.4.1.4. Выбор забойного конвейера.....	45
2.4.1.5. Выбор перегружателя и дробилки.....	47
2.4.2. Увязка конструктивных и режимных параметров функциональных машин.....	47

2.4.3. Технические характеристики оборудования очистного забоя.....	51
2.5. Расчет основных параметров выемки угля.....	51
2.5.1. Расчет скорости подачи очистного комбайна.....	51
2.5.1.1. Определение скорости подачи комбайна по мощности двигателя привода исполнительного органа.....	51
2.5.1.2. Определение скорости подачи комбайна по вылету резца.....	52
2.5.1.3. Определение скорости подачи комбайна по газовому фактору.....	53
2.5.1.4. Влияние производительности конвейера на скорость подачи комбайна.....	54
2.5.2. Расчет режимных и конструктивных параметров исполнительного органа очистного комбайна....	55
2.6. Расчет параметров струговой выемки.....	76
2.6.1. Высота струга.....	76
2.6.2. Глубина резания.....	77
2.6.3. Скорость движения струга.....	80
2.6.4. Производительность струговой установки.....	80
3. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.....	81
3.1. Теоретическая производительность.....	81
3.2. Техническая производительность.....	82
3.3. Эксплуатационная производительность.....	82
4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ.....	84
4.1. Построение планаграммы работ в забое.....	85
4.2. Определение численности очистной бригады.....	86
4.3. Составление графика выходов рабочих.....	88
5. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЕГО РАБОТЫ НА ПЛАСТАХ КРУТОГО ПАДЕНИЯ.....	88
5.1. Расчет параметров работы щитового агрегата.....	89
5.2. Расчет параметров работы фронтального агрегата.....	92
5.3. Выбор гидромонитора и расчет параметров гидромониторной выемки.....	94
5.4. Расчет параметров работы очистного забоя при механогидравлической выемке угля.....	99
5.5. Расчет параметров работы механизированного очистного забоя с закладкой выработанного пространства..	100



6. ВЫБОР СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ДЛЯ МОНТАЖА И ДЕМОНТАЖА ОБОРУДОВАНИЯ.....	103
7. ТРЕБОВАНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ВЫБОРЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ОБОРУДОВАНИЯ.....	104
8. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ.....	106
9. ПОДГОТОВКА ПРОЕКТА К ЗАЩИТЕ.....	107
10. ОРГАНИЗАЦИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	107
11. СОДЕРЖАНИЕ И СТРУКТУРА КУРСОВОГО ПРОЕКТА....	108
11.1. Горная часть.....	108
11.2. Специальная часть.....	109
12. ОФОРМЛЕНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	109
12.1. Пояснительная записка.....	109
12.2. Графическая часть.....	112
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	114
ИНТЕРНЕТ-РЕСУРСЫ.....	119
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	125

Авторы

Алексей Алексеевич Хорешок  
Юрий Анатольевич Антонов  
Леонид Федорович Кожухов  
Александр Михайлович Цехин  
Геннадий Даниилович Буялич  
Андрей Юрьевич Борисов

ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ  
ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ:

Учебное пособие для курсового и дипломного проектирования

Редактор О. А. Вейс

Компьютерная графика А. Ю. Борисов

Подписано в печать 18.05.2012. Формат 60×84/16.

Бумага офсетная. Отпечатано на ризографе.

Уч.-изд. л. 11,00. Тираж 300 экз. Заказ 22.

КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Типография КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а.