

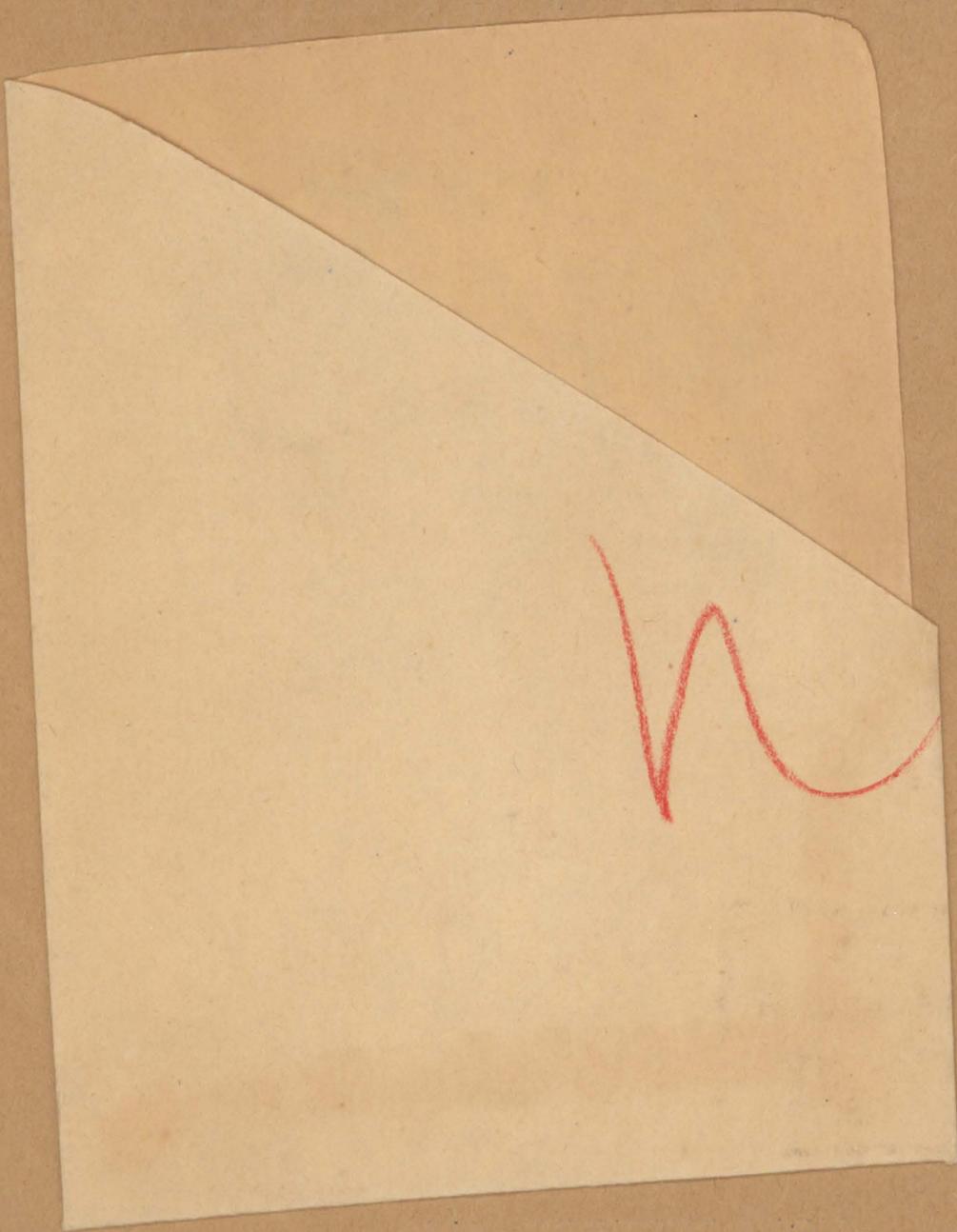
33.31

3-12

Кузнецкий научно-исследовательский угольный институт

ЗА ПЕРЕДОВУЮ ТЕХНИКУ УГОЛЬНОГО КУЗБАССА

НОВОСИБИРСК—1940



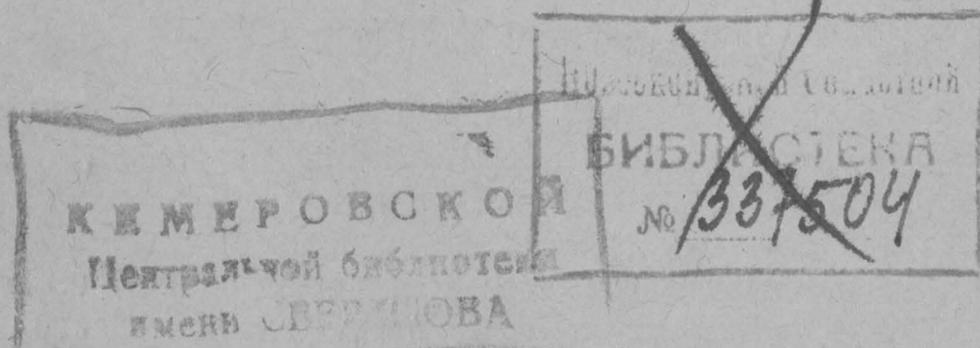
Кузнецкий научно-исследовательский угольный институт

За передовую технику угольного Кузбасса

*Сборник научно-исследовательских работ
Кузнецкого угольного института (КНИУИ)
под общей редакцией нач. Кузбасскомбината
горн. инж. В. Г. Постоутенко*



370796



Новосибирск 1940 г.

ПЕРВЫЕ ИТОГИ

КУЗНЕЦКИЙ научно-исследовательский угольный институт в числе других институтов, ведущих исследовательскую работу в области разработки угольных месторождений СССР, занимает особое место.

Своеобразие Кузнецкого угольного бассейна выражается в преобладании мощных крутопадающих пластов угля. Разработка этих пластов является наименее изученной областью горного дела.

Пользуясь этим, вредители, орудовавшие в Кузбассе, широко внедрили в разработке этих пластов хищнические системы — камер и зон с обрушением выработанного пространства, которые сопровождаются огромными потерями угля и, как следствие этого, возникновением подземных пожаров.

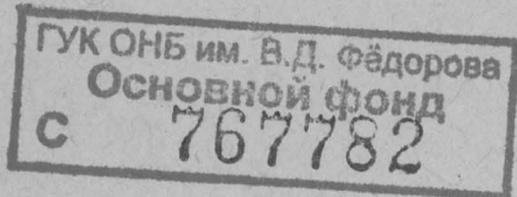
Партия и правительство указали на необходимость быстрой ликвидации этих хищнических систем и перехода на новые способы с закладкой (наклонные, горизонтальные слои), которые должны обеспечить снижение потерь угля и предупредить возможность возникновения подземных пожаров. (Постановление ЦК ВКП(б) и СНК СССР от 21 октября 1938 г.).

Разрешая вопросы рационального применения этих систем в различных условиях залегания пластов угля, разрабатывая новые советские системы горных работ, а также конструкции новых механизмов, институт, тем самым, восполняет пробел в науке горного дела о разработке мощных крутопадающих пластов угля, способствуя дальнейшему развитию добычи угля в Кузбассе.

Этим определяется основное направление в работе Кузнецкого научно-исследовательского угольного института.

За время своего существования (с 1930 г.) институт пережил несколько реорганизаций и окончательно оформился по существу, как Угольный институт, только в 1938 г.

По своей тематике и по составу научных сотрудников еще в 1937 г. он не мог с полным правом называться Угольным институтом. В штате института в конце 1937 г. насчитывалось всего лишь 4 научных сотрудника — горных инженера, а в числе остальных 11 научных сотрудников



было 10 инженеров-химиков и 1 врач. Через год — в конце 1938 г. — в составе научных сотрудников института было уже 10 горных инженеров (эксплуатационников и электромехаников), 2 инженера-механика, 1 инженер-обогадитель, 1 врач и 8 инженеров-химиков. В данное время институт располагает штатом научных сотрудников, состоящим из 20 горных инженеров (в том числе 9 горных инженеров электромехаников), 2 инженеров-обогадителей, 1 инженера-энергетика, 1 инженера-строителя, 1 инженера-экономиста, 1 врача и 5 инженеров-химиков. В 1937 г. в институте не было ни одного горного техника, ни одного техника-конструктора. В настоящее время в штате института 7 горных техников и 5 техников-конструкторов.

Эти изменения в составе сотрудников явились результатом изменения содержания работы института, резкого изменения его тематики. Так, тематический план 1937 г. почти не затрагивал основную для Кузнецкого угольного бассейна проблему о системах разработки на мощных крутопадающих пластах. Тематический же план 1938 г. уделяет этой проблеме главное внимание.

В развернувшейся в бассейне на протяжении 1938—1939 гг. борьбе за ликвидацию хищнических систем, за переход на новые системы с закладкой задача института состояла в том, чтобы определить наиболее быстрые и эффективные пути освоения новых систем, осуществить полную механизацию наиболее трудоемких процессов, добиться высокой производительности труда.

Из трех слоевых систем с закладкой (наклонные, горизонтальные и диагональные слои), получивших распространение на мощных крутопадающих пластах Кузбасса, наибольшие трудности для освоения представляет система горизонтальных слоев. Между тем очень часто будут встречаться условия, в которых она пока — единственное решение вопроса о способе разработки пласта. Условия эти — изменения мощности пласта, его нарушения и мягкий уголь. Трудности освоения этой системы связаны, в основном, с наличием ряда чрезвычайно трудоемких процессов, удовлетворительного решения вопроса о механизации которых до последнего времени не было дано.

В результате опытных работ, проведенных институтом на шахте 3-3 бис в Прокопьевске в 1938 и 1939 гг., по системе горизонтальных слоев в настоящее время разработан типовой проект этой системы, разработан график выполнения работ, система крепления забоя, порядок подачи и укладки закладочного материала. Одновременно разрешен вопрос о механизации наиболее трудоемкого процесса для этой системы — забутовки выработанного пространства с помощью закладочной машины, сконструированной группой механизации института. В августе 1939 г. группа систем разработки провела первые опыты применения в этой системе металлических стоек. Опыты эти показали, что извлечение стоек из забученного пространства осуществляется относительно легко и просто, а это, именно, и вызывало наибольшие опасения в успехе дела. Программа дальнейших исследований по освоению этой системы, наряду с окончательным

разрешением вопроса о применении металлических стоек, о подаче с поверхности к месту работ закладки, включает вопросы о механизации подрубки и навалки угля. Разрабатываемый группой механизации проект врубовопогрузочной машины даст возможность очень резко повысить скорость продвижения и обеспечить, тем самым, высокую производительность труда, чего еще пока нет при этой системе.

Одной из особенностей работы на мощных крутопадающих пластах является необычайная трудоемкость процесса крепления. В общем комплексе работ по выемке угля крепление составляет от 50 до 75%. Эти цифры показывают, какие огромные возможности по повышению производительности труда открываются в случае ускорения этого процесса или полного его устранения в комплексе работ. В 1938 г. институт в опытном порядке на шахте имени Сталина в Прокопьевске применил щитовое крепление по системе инженера Н. А. Чинакал, сущность которого заключается в полной ликвидации обычного стоечного крепления, в замене его передвигающимся по падению, с захватом всей мощности пласта, металлическим щитом. Результаты оказались замечательными: помимо огромной экономии на лесных материалах, производительность труда при таком способе работ превышает в 3—4 раза производительность труда при работе другими системами с закладкой и, вместе с тем, себестоимость угля снижается на 8—10 руб. на тонну.

Первые опыты по щитовому креплению доказали возможность отработки пластов с крутым падением мощностью от 4 до 6 м. Опытные работы 1939 г. направлены на разрешение задачи отработки пластов большей мощности.

Научный сотрудник института инженер Скорый Б. М. внес предложение отрабатывать мощные крутопадающие пласты горизонтальными слоями с помощью гибкого металлического перекрытия (металлического мата). Сущность этого предложения, так же как и у инженера Н. А. Чинакал, сводится к тому, чтобы исключить обычное стоечное крепление. Проект организации работ по этому предложению закончен, начато изготовление конструкции перекрытия и подготовка участка. Успешное применение металлического мата даст также большой рост производительности труда.

Наряду с исследованиями по применению щитового крепления институт поставил задачу механизировать процесс крепления в лавах на крутопадающих пластах. Для этой цели по предложению инж. Парусимова В. Ф. была сконструирована крепильная машина, испытания которой в настоящее время проводятся в шахте. Крепильная машина даст возможность повысить производительность рабочих по креплению в 2-3 раза.

В 1938 г. по поручению института профессором Томского индустриального института Стрельниковым Д. А. была разработана методика сравнительного исследования по системам разработки и технико-экономические показатели для сравнения между собой различных систем по их эффективности. По указанной методике институт в 1939 г. провел исследование системы наклонных слоев и приступает к разработке типовых

проектов применительно к отдельным группам крутопадающих пластов с учетом их мощности и угла падения.

В области тушения и предупреждения подземных пожаров институтом по-новому разработан способ использования дымовых газов. Этот способ уже практически применяется в Кузбассе и дает положительные результаты.

Немаловажное значение имеют исследовательские работы института в области применения на крутопадающих пластах тяжелой врубовой машины ГТК-3 с отбойным баром С-29, а также электрических молотков КНШ-3.

В результате исследования работы тяжелой врубовой машины на крутопадающих пластах группой механизации института была сконструирована специальная предохранительная лебедка, применение которой чрезвычайно упрощает работу врубовых машин на крутом падении и создает вполне безопасные условия для рабочих.

Исследования электрических отбойных молотков КНШ-3 позволили детально установить недостатки в конструкции этого образца, на основе чего конструктор работает в настоящее время над созданием более совершенной конструкции молотка.

С другой стороны, исследования показали полную возможность для высокопроизводительной работы с электрическим отбойным молотком на разработке некоторых крутопадающих пластов угля. В результате на рудниках Кузбасса уже в 1937—1938 гг. внедрено свыше 250 электроотбойных молотков.

Особое место в работе института занимали исследование и опыты по внедрению металлического крепления на разработке пологопадающих пластов Ленинского и Осиновского месторождений. В результате лабораторных исследований и выбора стоек была создана металлическая податливая телескопическая стойка, которая оправдала себя в производственных условиях разработки Ленинского месторождения. Наряду с этим проводилось исследование и консультация по внедрению металлических стоек, согласно приказа наркома топливной промышленности.

Большую работу проделала лаборатория института по спецодежде для шахтеров (единственная в Союзе), разработавшая типы спецодежды и защитных приспособлений, которые применяются сейчас во всех угольных бассейнах страны (в частности, каски типа «Кузбасс»). Лаборатория впервые разработала научную методологию, что позволяет создавать рациональные типы спецодежды. Большое значение имеет работа лаборатории также в области создания различных заменителей для спецодежды.

В области химии угля огромное практически-хозяйственное значение имеет работа института по систематике и промышленной классификации углей Кузбасса. Принципы и методология классификации углей, разработанные по поручению института профессором И. В. Геблером, дают возможность потребителям более рационально использовать угли Кузбасса и, тем самым, обеспечить огромную экономию государственных средств.

Всем этим не исчерпывается практическая научно-исследовательская

работа института. Разрешая крупнейшие проблемы разработки в основном мощных крутопадающих пластов угля Кузбасса, институт попутно решает и дает техническое оформление ряду других вопросов из области, так называемой, малой механизации, санитарии и гигиены, безопасности труда шахтеров.

Наряду с этим институт мобилизует весь коллектив научных сотрудников на разрешение проблемы шахты ближайшего будущего, отвечающей всем требованиям современных достижений науки и техники, шахты, построенной на принципах полной механизации, автоматизации, диспетчеризации и т. д.

Институт стоит на той точке зрения, что уровень современной науки и техники позволяет сделать крупнейший шаг вперед в области эксплуатации угольных месторождений и, тем самым, развить добычу угля, как того требуют партия и правительство.

Руководствуясь указаниями великого вождя народов товарища Сталина и решениями XVIII съезда ВКП(б), институт работает над тем, чтобы на основе применения более рациональных и производительных систем горных работ, новых механизмов и усовершенствований обеспечить достойную социалистического общества высокую производительность труда шахтеров и дальнейший подъем угледобычи в Кузбассе.

I

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТОК
МОЩНЫХ ПЛАСТОВ

ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ НАКЛОННЫХ СЛОЕВ В КУЗБАССЕ

Разработка мощных пластов угля в Прокопьевско-Киселевском районе Кузбасса до 1938 г. производилась в основном только с обрушением выработанного пространства и лишь 2—3 крыла мощных пластов шахты Коксовой имени Сталина в опытным порядке разрабатывались системами с полной закладкой, причем эта работа носила случайный характер, почему часто приостанавливалась из-за перебоев в добыче и подаче закладки и аварийности в забоях.

Началом в развитии систем с применением полной закладки выработанного пространства явилось выполнение приказа наркома топливной промышленности Л. М. Кагановича за № 20 от 21 января 1938 г., в котором было предложено руководителям Кузбасса «внедрить наиболее рациональные системы разработки... предусмотрев при этом ликвидацию больших потерь в целиках и мероприятия по предупреждению пожаров (закладки)».

Более широко начали переходить в Кузбассе на системы разработок мощных пластов с закладкой после постановления ЦК ВКП(б) и СНК СССР от 20 октября 1938 г. о работе угольных комбинатов, в котором Главуглю было предложено «разработать мероприятия по переходу в течение 1938/1939 г. на системы горных работ, обеспечивающие снижение потерь угля и предупреждающие возможность возникновения подземных пожаров» (система наклонных и горизонтальных слоев).

Опыт полуторагодичной работы в области применения этих систем и, в частности, наклонных слоев позволяет уже в настоящее время сделать достаточно обоснованные выводы и предложения, которые могут лечь в основу дальнейшей практики применения системы не только в Кузбассе, но и в других бассейнах Союза, имеющих пласты, по условиям залегания и мощности напоминающие пласты Кузбасса.

Обмен опытом применения и освоения систем разработок с закладкой совершенно необходим. Это поможет избежать ошибки и преодолеть трудности, встречающиеся в начальный период внедрения этих систем как в Кузбассе на новых шахтах, так и в новых угольных бассейнах Союза.

В освоении новых систем в Прокопьевско-Киселевском районе имеются значительные трудности, которые прежде всего объясняются характером месторождения: залеганием и свойствами пластов угля.

Не останавливаясь здесь на описании особенностей месторождения, геологического и горно-технического порядка, так как они достаточно полно освещены в ряде печатных работ, остановимся лишь на описании практики внедрения и освоения новой для бассейна системы разработки наклонных слоев, с выемкой в восходящем порядке, как системы, получившей в настоящее время самое широкое применение в районе (см. табл. 1).

На шахтах района теперь уже разрабатывается этой системой 12 крыльев мощных пластов и 14 находятся в подготовке. Такое широкое распространение системы требует наиболее скорого уточнения условий ее применения и одновременно заставляет, хотя бы с приближением, указать на те положения, которые должны лечь в основу выбора рациональных элементов и деталей системы, дающих в процессе работы отражение на конечных ее результатах. Недостаточно продуманная оценка способов и условий ее применения, то есть факторов, ни в коей мере не зависящих от сущности системы, может создать к ней отрицательное отношение у практиков и этим нанести вред делу перехода к новым системам работы.

Таблица 1

Таблица, иллюстрирующая распространение системы в районе

№ п. п.	Шахта	Пласт	Угол	Мощность	Вертик. вы- сота этажа	Оценка приме- нения системы	Время ввода системы
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Им. Сталина	4-й Внутр., 4-е крыло, I участок	63	9	42	—	Применяется
2	"	4-й Внутр., 4-е крыло, II участок	62	8,5	40	—	Применяется
3	Им. Сталина	4-й Внутр., 4-е крыло, III участок	61	8,5	40	—	Готовится
4	"	4-й Внутр.—северный, 4-е крыло, I участок	58	8,5	39	+	Применяется
5	"	3-й Внутр., 4-е крыло, II участок	62	5,2	50	+	Готовится
6	"	Горелый 4-е крыло	62	9,5	43	—	Применяется
7	Черная гора Им. Моло- това	Мощный, восток	65—70	12	40	—	Применяется
8	"	4-й Внутренний	59	6,8	50	+	Применяется
9	"	3-й Внутренний	60	4,6	45	+	Готовится
10	3-3 бис	Лутугинский, западный	47	5,2	40	+	Готовится
11	"	Горелый, западный	42	8,5	43	+	Применяется
12	"	4-й Внутр. юг, гор. 50	65	8,0	42	—	Применяется
13	"	Горелый, юг	63	8,0	42	—	Применяется

№ п. п.	Шахта	Пласт	Угол	Мощность	Вертик. вы- сота этажа	Оценка при е- нения системы	Время ввода системы
1	2	3	4	5	6	7	8
14	3-3 бис	Лутугинский	63	5,0	42	+	Готовится
15	Им. Кагановича	Горелый, восток	65	10	45	-	Готовится
16	Им. Ворошилова	Лутугинский, север	60	5,5	40	+	Готовится
17	"	Лутугинский II участок	60	6,0	40	+	Готовится
18	"	Горелый III участок	60	7,0	40	+	Готовится
19	Зиминка	Горелый	70	6,0	47	-	Применяется
20	Манеиха	Горелый, гор. 200	44	8,0	50	+	Применяется
21	№ 3 Кагановича	Горелый	65	7,5	40	-	Применяется
22	"	Безымянный	65	8,0	40	-	Готовится
23	№ 4	Прокопьевский, с 6 кверш.	45	7,5	40	+	Готовится
24	№ 5	Мощный, с 3 кверш.	60	9,0	55	-	Готовится
25	"	Прокопьевский	60	8,0	50	+	Готовится
26	"	Мощный, с 2 кверш.	55	9,0	80	+	Применяется

Успешность применения наклонных слоев, как и других систем разработок, предопределяется выбором оптимальных условий и элементов системы. Поэтому подготовка пласта должна начинаться только лишь тогда, когда эти элементы и детали системы окончательно будут установлены.

В связи с этим к вопросам о применении наклонных слоев, прежде всего требующим ответа, относятся:

1. Деление пласта на слои и определение их мощности.
2. Нахождение рационального взаимного расположения конвейерного и слоевых штреков и определение размеров и конфигурации бортовых целиков.
3. Определение опережения слоев в соответствии с горно-техническими условиями.

Насколько важно найти правильные ответы на поставленные вопросы, можно видеть, рассматривая примеры, взятые из практики внедрения системы. К таким, наиболее интересным, примерам можно отнести разработку пласта Горелого пятой синклинали шахты 3-3 бис треста Сталинуголь. Этот пласт разрабатывается наклонными слоями в течение 14 месяцев. Опытные работы первого периода, когда недостаточно полно были развиты верхние слои, кратко затронуты в номере 4—5 «Уголь» за 1939 г. Накопившиеся материалы позволяют в настоящее время остановиться на описании этого примера более подробно, тем более, что естественные условия залегания пласта в известной мере могут считаться типовыми для частей месторождения у замков, где угол падения почти всегда уменьшается от обычного 60—65° до 40—45°. Применение при этом падения диагональных слоев или столбов по восстанию совершенно исключается,

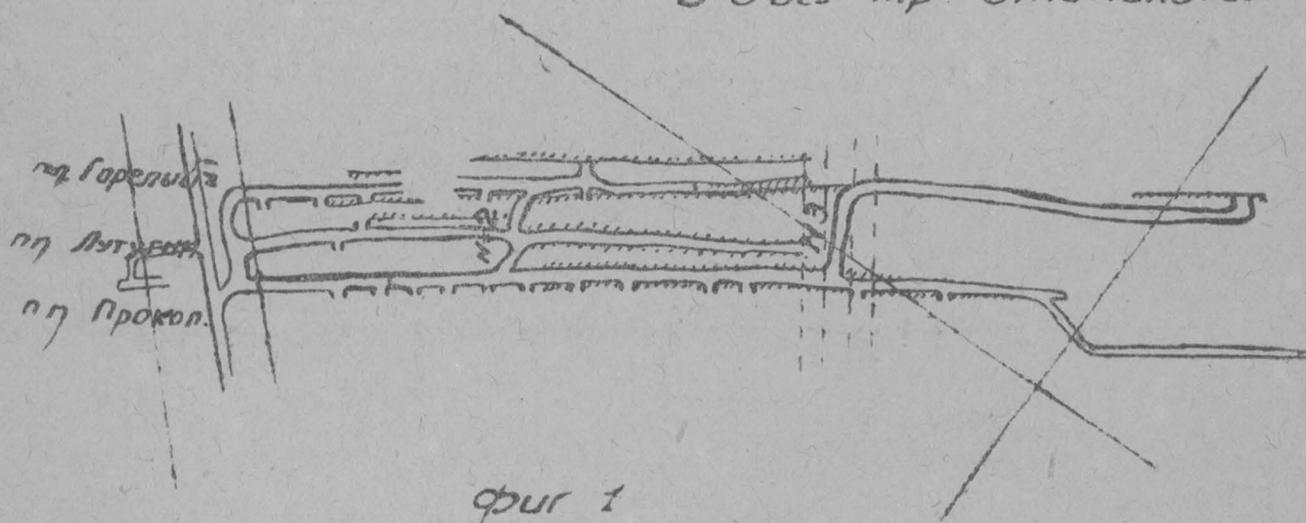
а на применение горизонтальных слоев с закладкой из-за сравнительно небольшой мощности пласта (7—8 метров) трудно решиться. Установившийся эксплуатационный режим в данном примере за весьма длительный промежуток времени, который можно разделить на два периода: первый с мая по декабрь 1938 г. и второй с января по июль 1939 г. (такое назначение периодов остается в дальнейших рассуждениях), говорит об известной ценности и надежности приводимых здесь данных, собранных путем непрерывного наблюдения за участком сотрудниками Кузнецкого научно-исследовательского угольного института (КНИУИ)*, проводившегося на протяжении всего времени работ.

ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАСТА И ЕГО ВСКРЫТИЕ

Нормальная мощность пласта Горелого колеблется в пределах 8—8,5 метра. Угол падения 45—50°, уголь средней устойчивости, достаточно крепкий, по шкале нормировочника Кузбасса относится к третьей категории. Почва пласта — глинистый сланец, кровля — песчаный аргиллит.

Пласты Горелый, Лутугинский и Прокопьевский пятой синклинали вскрываются концентрационным штреком, пройденным по пласту Прокопьевскому, и с него промежуточными квершлагами №№ 1, 2 и 3 (фиг. 1).

Выкопировка из плана основных штреков шах 3-3013 тр Сталинуголь



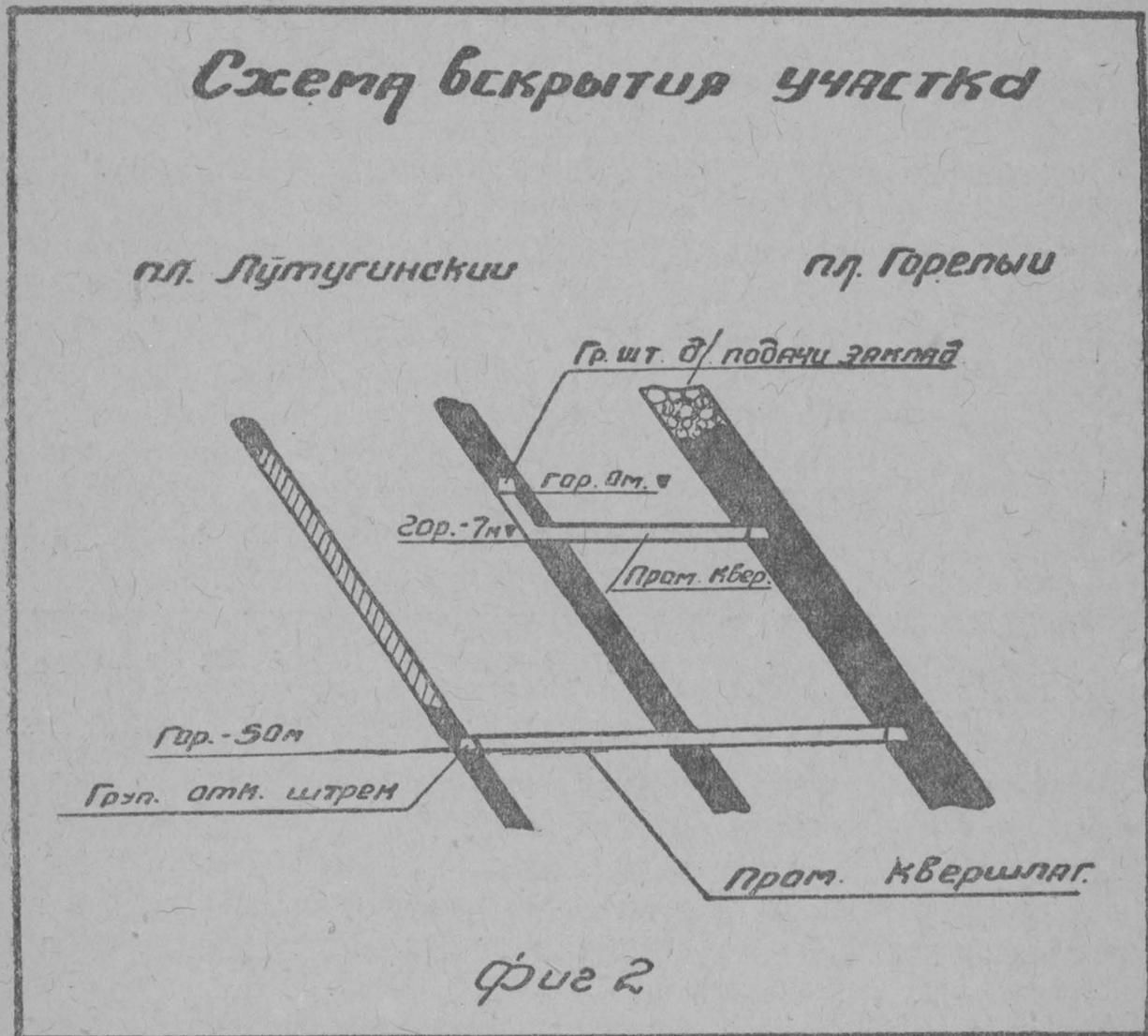
Расположенный между промежуточными квершлагами № 2 и № 3 участок отрабатывается рассматриваемой здесь системой наклонных слоев с полной закладкой выработанного пространства.

На вентиляционном горизонте вся свита пластов прорезывается за-

* Наблюдения, зарисовки и сбор технико-экономических данных провел сотрудник КНИУИ горный техник Соловьев И. Н.

кладочной штольной. Концентрационный штрек на вентиляционном горизонте пройден по пласту Лутугинскому.

Промежуточный квершлаг с пласта Лутугинского на Горелый и вентиляционный штрек по пласту Горелому пройдены, из-за большой глубины выгорания пласта (65 м), на горизонте 7 м. Вертикальная высота этажа равна 43 м.



Вскрытие на вентиляционном горизонте представлено схемой фиг. 2. Длина выемочного участка равна 200 м. Этаж в 43 м разрабатывается лавой — этаж. При среднем угле падения пласта в 45° наклонная высота этажа — 61 м, лавы — 51 м и целика над основным штреком — 10 м. Пласт делится на три слоя. Мощность слоев находится в пределах 2,9—3,1 м.

Слой вынимаются одновременно с отставанием вышележащих. Закладка применяется недробленая из горелых пород.

Участок был подготовлен под систему зон с закладкой, что в значительной мере затруднило очистную выемку наклонными слоями, но одновременно с этим был получен ряд поучительных примеров.

Расположение выработок в угольной толще представлено на фиг. 3. В дальнейшем параллельно вентиляционному штреку, пройденному по лежащему боку во второй части участка, примыкающей к третьему квер-

шлагу, был пройден штрек у всячего бока. Это было вызвано условиями упрощения подачи закладки в третий слой. При наличии штрека только по лежащему боку закладку в третий слой приходится подавать с помощью поперечного транспортера, устанавливаемого через 6—7 метров в специально пройденных ортах.

ОБЗОР ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Выемка первого — нижнего и последующих слоев начинается из специально разделяемых печей, закрепляемых забойщицкой крепью, носящих название «завивок». Забой имеет прямолинейную форму. Выемка угля производится «лентами» шириною в 1,0—1,1 м с помощью взрывчатых веществ. Взрывание осуществляется снизу вверх последовательно по одному шпуру. Такой порядок работы принят всюду на участках, разрабатываемых наклонными слоями. Разборка взорванного угля осуществляется кайлой. Забойщицкое крепление состоит из рам-«кругов» на трех стойках. Длина огнива и лежана 3,5—4 м.

Работы по очистной выемке протекали в первый и второй периоды, т. е. за 1938 и 1939 гг. в совершенно различных условиях. В первый период нижний слой, представляющий собою обыкновенную лаву, имел в добыче значительный удельный вес. Второй и третий слои были рассечены с некоторым запозданием. К тому же третий слой вначале, до момента проявления сильного давления со стороны основной кровли, успешно разрабатывается с обрушением.

Эти обстоятельства в итоге обусловили удовлетворительные показатели по системе за первый период. Во второй период, когда во всех трех слоях был достигнут полный разворот работ и когда в третьем слое из-за большого давления перешли на разработку с закладкой, к тому же опережения между слоями не оставались постоянными и из месяца в месяц увеличивались, появились трудности, повлиявшие на качественную сторону показателей.

В подтверждение этого приводится динамика производительности забойщика и занятого по системе, как одного из главных показателей успешности применения и освоения системы (см. табл. 2).

Таблица 2

Производительность забойщика и занятого по системе за 1 и 2 периоды

Квалификация	период май декабрь 1938 г	2-й период						средн. за полу- годие	% к пе- риоду
		январь	февраль	март	апрель	май	июнь		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
На забойщика (и крепильщика)	19,6	—	13,8	16,8	15,2	15,3	10,2	13,4	68
На занятого по системе	5,6	—	3,65	4,95	3,71	4,01	3,1	3,91	70

Сравнивая производительность на забойщика и занятого по системе за оба периода, можно видеть (см. табл. 2), что во второй период она была ниже и составляла соответственно всего лишь 68 и 70% от производительности этих групп за первый период.

Данные, приведенные в табл. 2 подтверждают ухудшение за последний период производственной обстановки на участке. Сравнивая условия работы первого и второго периодов, можно установить, что осложнения, повлиявшие на ход работ, произошли в результате неудовлетворительной подготовки участка и непродуманного ведения очистных работ.

Следствием неправильной и неудовлетворительной подготовки надо считать: а) неправильное заложение и взаиморасположение конвейерного и слоевых штреков и б) неправильно выбранную конфигурацию и размеры целика верхнего борта слоев (лав); а следствием непродуманного ведения очистных работ — в) недопустимое, постоянно увеличивавшееся опережение (расстояние) между слоями.

Какая из названных причин оказала наибольшее отражение на порядок и результаты работ, сказать трудно, так как они между собою тесно переплетаются и являются зависимыми одна от другой. Например, большое отставание между слоями во времени и пространстве и в конечном итоге может привести к разрушению даже правильно запроектированных бортовых целиков или, что одно и то же к разрушению конвейерного штрека. Наоборот, неправильные, очень малые размеры целиков, несмотря на минимальное отставание между слоями, могут создать условия работы, в которых производство их станет невозможным из-за неустойчивости конвейерного штрека.

Ниже приводится рассмотрение влияния каждой из вышеназванных причин на основании данных, полученных в процессе наблюдения за работами участка.

I. ОПЕРЕЖЕНИЕ МЕЖДУ СЛОЯМИ

Опережение между слоями имеет наибольшее значение в успешности применения наклонных слоев. В первый период, когда работы во всех трех слоях пласта получили полный разворот, опережение между ними не было более 15—20 м. В последующий (второй) период величина его непрерывно возрастала (см. табл. 3).

Таблица 3

Опережение слоев за 1 и 2 периоды

С л о и	1 на декабрь 1938 г.	На первое число месяца 1939 г.					
		I	II	III	IV	V	VI
1	2	3	4	5	6	7	8
1—2	20	22	29	33	37	33	38
1—3	32	37	50	56	55	66	75

Примечание. Легко вычислить опережение между вторым и третьим слоями, вычитая из опережения первого — третьего слоев опережение первого — второго слоя. Так, например, на 1 декабря опережение между 2 и 3 слоями было $32 - 40 = -12$ м.

Из табл. 3 видно, что опережение между смежными слоями, достигшие в мае — июне почти 40 м, и между крайними — первым и третьим — 75 м, превышало опережения, полученные на декабрь, в три раза. Столь значительные опережения неблагоприятно отразились на состоянии конвейерного штрека и в конечном итоге на общем ходе очистных работ по крылу.

Удержание конвейерного штрека над выработанным пространством первого и второго слоев на протяжении 65—75 м (май—июнь 1939 г.) чрезвычайно трудное и сложное дело, потребовавшее выделения специальной бригады на ремонтные работы. Транспортировка закладочных масс и крепежного материала из-за ремонта штреков происходила с большими затруднениями и перебоями.

Наблюдения за поддержанием конвейерного штрека во втором квартале 1939 г. дают следующие технико-экономические данные:

Таблица 4

Поддержание конвейерного штрека во II квартале

II квартал 1939 г.	Длина вы- работки	Расход леса			Расход рабсилы			З а т р а т ы			
		м ³	на сум- му	на тон- ну	смен	на сум- му	на 1 т	на 1000 т в м ³	на 1 т в руб.	сумма	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
Апрель . . .	191	69	1711	0,23	126	1922	0,26	10	0,19	3639	
Май . . .	174	56,1	1394	0,18	97	1683	0,2	8	0,40	3619	
Июнь . . .	163	112	2783	0,51	232	3165	0,58	21	1,09	5965	

Примечание. Помимо прямых затрат по ремонту штрека, приведенных в настоящей таблице, факты остановки очистных работ вызывали значительные дополнительные затраты из-за простоев рабочих и механизмов, а также и из-за невыполнения плана угледобычи, которые при проведении наблюдений не были учтены.

Несмотря на непрерывное уменьшение длины штрека, абсолютные и на погонный метр затраты из месяца в месяц возрастают. Стоимость поддержания погонного метра конвейерного штрека к концу отработки участка будет наиболее высокой. Если среднеквартальный расход рабсилы на погонный метр составил 0,85 смены, то в июне он был больше и составил 1,42 смены, или 167%. Расход леса, затраченного на ремонт штрека, равен 21 м³ на 1000 т добычи, получаемой из очистных работ, что составляет 30% от общего расхода лесоматериалов по системе. Стоимость поддержания погонного метра по рабсиле и материалам выразилась

в 1 руб. 09 коп. Приведенные данные требуют вдумчивого и осторожного подхода при выборе опережения между слоями. Неправильно принятая величина опережения не исключает в этом случае, из-за прогрессирующего расстройств штрека, отказа от отработки участка данной системой.

Обращаясь к табл. 2, можно видеть, что производительность за июнь резко снизилась и составила на забойщика всего лишь 10,2 т на выход, на занятого по системе только 3,1 т. Если расход рабсилы, затраченной на поддержание, снять с эксплуатации, то производительность на забойщика в июне будет 13,6 т, т. е. составит 136%, а на занятого по системе — 3,64 т, или 117% против фактической.

Помимо технико-экономической целесообразности очистные работы могут быть оставлены из-за условий небезопасного их ведения, так как верхний штрек для отстающих слоев не может служить надежным выходом. По этим мотивам горно-техническая инспекция приостанавливала работы в наклонных слоях шахты 3-3 бис и Манеихи. На обеих шахтах работы производятся в аналогичных условиях.

II. НЕПРАВИЛЬНОЕ ЗАЛОЖЕНИЕ ШТРЕКОВ

Неправильное заложение и взаиморасположение конвейерного и слоевых штреков в рассматриваемом примере произошло в результате подготовки участка под систему «зон». Но перерезка участка под наклонные слои не была продуманной и она дополнительно отрицательно повлияла на порядок и ход эксплуатационных работ. Расположение штреков представлено на фиг. 3. Не касаясь вопроса о размере и конфигурации целиков, о чем будет сказано дальше, здесь следует отметить, что расположение конвейерного штрека по почве пласта оказывало затруднения на распределение закладки и лесоматериалов, а также и на прочность целика и конвейерного штрека. При отработке первого слоя расположение конвейерного штрека по лежащему боку на работу не оказывало отрицательного влияния. С развитием работ во втором и особенно в третьем слое потребовалось проходить орты через 6—7 м, в которых для подачи закладки в третий слой устанавливался транспортер РТ-5. Проходка орт, особенно при больших опережениях между слоями, влияла на прочность целиков вентиляционного горизонта. Переноска транспортера через каждые 6 — 7 м и установка его в орте вызывает расход рабсилы и усложняет общую производственную обстановку.

Серьезная ошибка, допущенная впоследствии с расположением штреков, состояла в том, что, стремясь избавиться от поперечного транспорта закладки в третий слой, прошли под висячим боком второй конвейерный штрек на одной отметке с первым. Целик за счет проходки дополнительной выработки был ослаблен на всем протяжении участка. При проходке орт он также ослаблялся, но на участке только между первым и третьим слоями. В связи с неправильной подготовкой и нарезкой темпы отработки участка резко были снижены. Дополнительная нарезка, ослабив целики, потребовала больших ремонтных работ в штреке. Это привело к тому,

За передовую технику. 2.

17

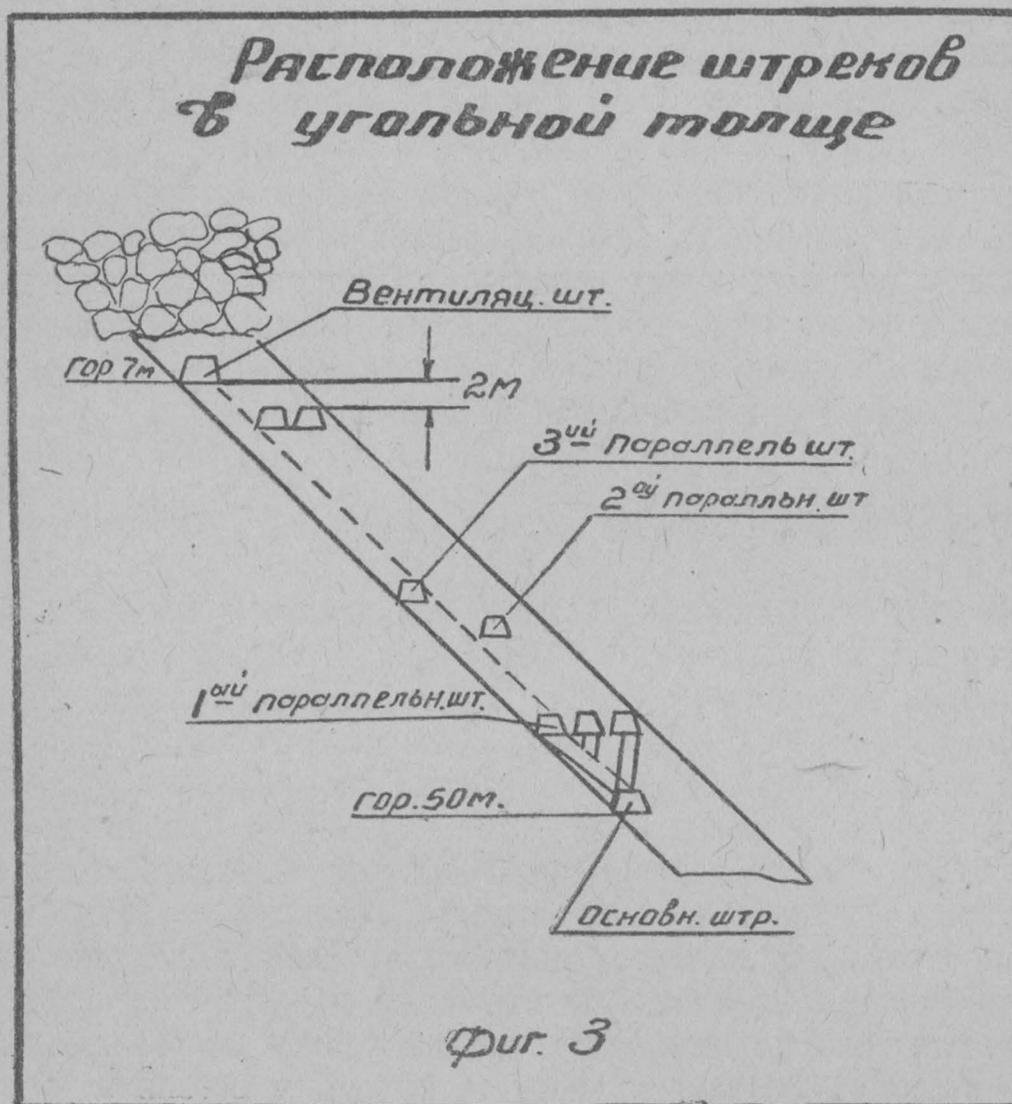
Новосибирская областная библиотека

Библиотека

№ 337504

ГУК ОНБ им. В.Д. Фёдорова
Основной фонд
с 767782

что конвейеры значительную часть времени простаивали. Хронометражные наблюдения за работой конвейеров показывают, что на транспорт закладки уходит 24% времени от общего времени их работы, лесоматериалов 35% и на простои — устранимые и неустраимые — 41%. Ре-



монт выработок (конвейер в этом случае почти всегда простаивает) учтен как неустраимые потери, что верно при создавшейся обстановке. При правильном заложении штрека, когда ремонты сводятся к нормальным объемам, «неустраимых» потерь, имеющих в рассматриваемом примере, могло бы не быть.

Транспорт леса отнимает 35% от общего времени работы конвейера. Объясняется это тем, что между поломанным креплением штрека и лентой остается такой зазор, через который не всегда может проходить лес. Нередко его доставляют с перегрузкой. Транспорт закладки отнимает 24% от общего времени работы транспортера. В объемных измерениях закладки перебрасывается за более короткое время значительно больше, чем леса. Объясняется это габаритами и транспортабельностью доставляемых материалов.

Трудности доставки материалов возрастают, начиная от первого слоя к третьему. Ими отчасти можно объяснить меньшие скорости продвижения в верхних слоях. Так, например, за год работы среднемесячная скорость получена: в первом слое — 11 м, во втором — 9 м и в третьем — 7 м.

Во второй период за счет приобретения навыков и поднятия квалификации рабочих, несмотря на появившиеся трудности, продвижение во всех слоях увеличилось, хотя отношения скоростей остались те же, какие были и в первом периоде. В табл. 5 проводятся месячные продвижения за второй период работ.

Таблица 5

Продвигание слоев

С л о и		II	III	IV	V	Средн. за II пери- од	Средн. за год
1	2	3	4	5	6	7	8
I	18	12	16	13	15,4	15,4	11
II	11	9,8	12	13,7	12,1	12	9
III	3,5	5	7,5	6	17	7,8	7

Примечание. В мае в третьем слое скорость продвижения забоя резко возросла за счет отставания закладочных работ и главным образом из-за оставления целика в связи с обрушением слоя.

Неправильное взаиморасположение конвейерного и слоевых штреков приводит к тому, что закладка даже во второй слой (см. фиг. 3), ввиду пологого заложения печей, поступает с частичной перегрежкой.

Несмотря на наличие в описываемом случае поперечного транспортера для подачи закладки в третий слой, в выработанном пространстве производится ручная перегрежка и подбutoвка. На погонный метр выработанного пространства слоя по простиранию затрачивалось на подбutoвку бортового целика в третьем слое 1,6 смены и во втором 1,3 смены.

III. КОНФИГУРАЦИЯ И РАЗМЕРЫ ЦЕЛИКА КОНВЕЙЕРНОГО ШТРЕКА

С определением оптимальных размеров целиков и их конфигурацией связана прочность борта в лавах, особенно второго и третьего слоев, и одновременно прочность конвейерного штрека. До настоящего момента нельзя сказать уверенно, каковы должны быть целики, но ряд положений в этом направлении представляется возможным обосновать.

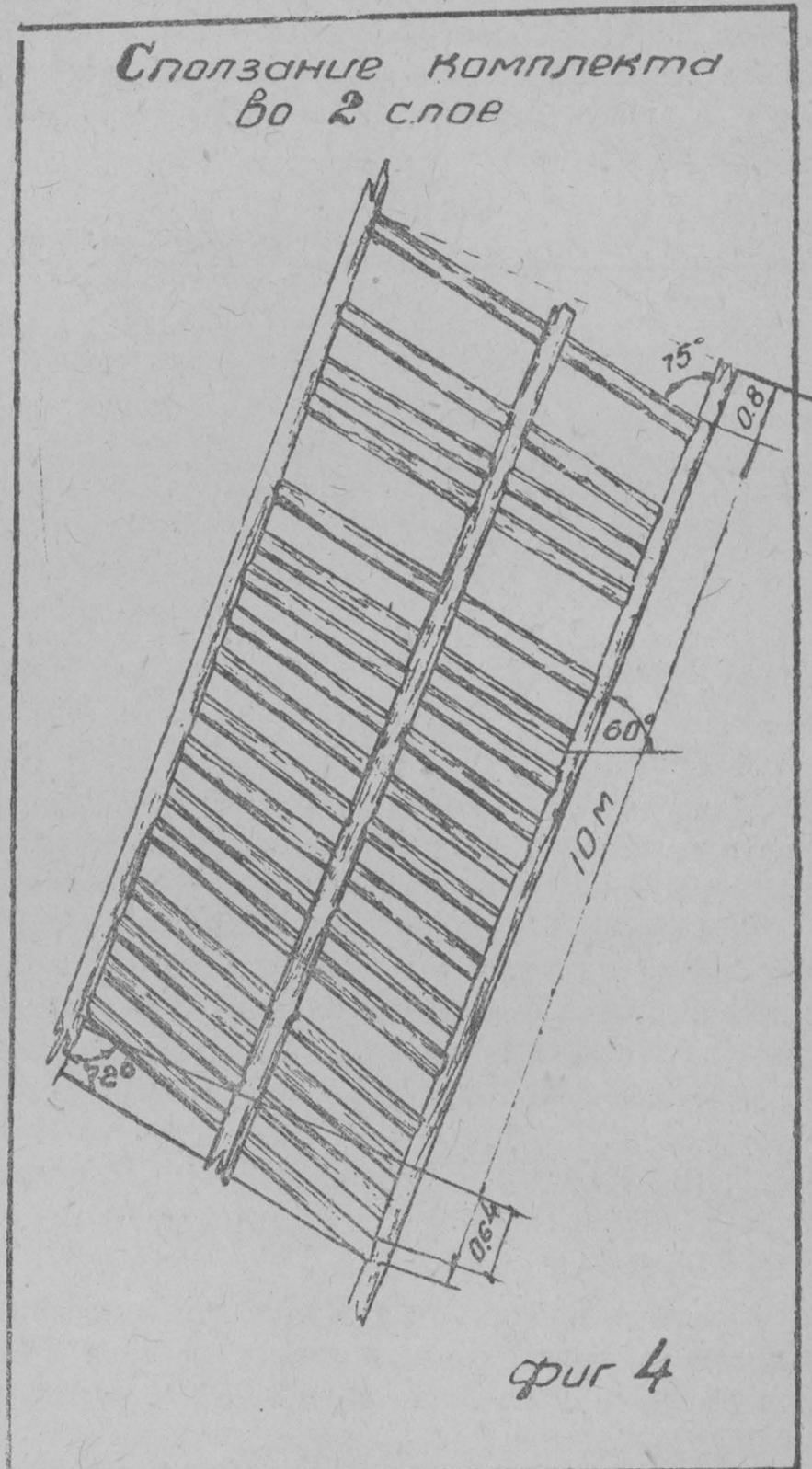
Решающее значение при определении размеров и конфигурации целиков имеет угол падений и мощность пласта. Так, например, в рассматриваемом примере, т. е. при падении пласта под углом 45 — 50°, борт лавы и бортовые целики расстраивались главным образом из-за давлений,

проявляющихся со стороны висячего бока от опускающегося массива угля и кровли. Закладка при этом залегании не дает распора, наблюдающегося при крутом падении, наоборот, она самоуплотняется в направлении от кровли к почве и, понятно, не противостоит давлению массива угля. Наблюдения показывают, что в трехметровом слое в этом случае концы стоек забойщицкого крепления выходят из закладки на 10 — 25 см и величина линейного уплотнения колеблется в пределах от 3 до 8 %. Уплотнение закладки одновременно происходит и по падению пласта. Поэтому получающееся, в процессе уплотнения, перемещение закладки выводит крепление из нормального положения. Это явление наблюдается также и в пластах с углом падения 50° и выше. Причем оно более заметно в верхней части лавы и менее заметно внизу, что объясняется разной плотностью закладки по высоте лавы.

Наблюдения в течение месяца за десятиметровым участком комплекта в трехметровом слое, при залегании пласта под углом 60° , показывают, что стойки, смещаясь по падению, образуют с почвой углы: первые от бортового круга 75° и последние — 72° (фиг. 4). Следовательно,

первые перемещаются по почве на 0,8 м и вторые на 0,64 м.

Из этого вытекает, что сползание крепи постепенно уменьшается по падению и у первого параллельного штрека совсем не наблюдается. Уп-



лотнение закладки по падению, состоящей из горелых пород с примесью глины 20 — 25%, при длине лавы 40 — 45 м, находится в пределах от 1,5 до 3,0%.

Учитывая сказанное в отношении уплотнения закладки, следует отметить, что удержание бортовых целиков лавы с помощью только подбутровки практически недостижимо и достигается лишь за счет самоподбутровки от разрушения целика.

В рассматриваемом примере разработки пласта Горелого шахты 3-3 бис, а также пласта Горелого шахты Манеиха, разрабатываемого в аналогичных условиях, наблюдается непрерывное разрушение бортовых целиков. Разрушение целика начинается с появления мелких трещин, которые затем раскрываются с последующим отслоением угля. Разрушение продолжается до самоподбучивания. В этом случае, при значительных размерах целика, конвейерный штрек расстраивается, но не теряет своих функций. При небольших целиках, что имело место в рассматриваемом примере, разрушение происходит до почвы конвейерного штрека и выше. Самоподбучивания, которое сохранило бы штрек, в этом случае не может быть, так как значительные пустоты, образующиеся между бортовым целиком и закладкой, не могут быть заполнены за счет отслаивающегося угля от небольшого бортового целика.

Разрушение целиков и борта лав по характеру проявления различно. При углах падения в 40 — 45°, т. е. в условиях рассматриваемого примера, внезапного обрушения не наблюдалось, но общее разрушение целика и штрека протекало непрерывно. При углах же выше 45°, и особенно выше 55°, внезапные обрушения не редки. Важность правильного определения конфигурации и размеров бортовых целиков подтверждается из анализа причин аварийности в наклонных слоях шахт треста Сталинуголь, из которого установлено, что разрушение борта и целика — наиболее часто повторяющаяся авария (см. табл. 6) и особенно тогда, когда размеры целиков принимались совершенно случайно.

Из 16 аварий, перечисленных в табл. 6, на обрушение борта приходится десять (все они произошли на пластах с углом падения более 55°), три аварии от разрушения комплекта и вывала закладки и три от обрушения массива угля в слоях. Обрушение массива угля вышележащих слоев произошло на пластах с углом падения менее 55°. Разрушение комплекта наблюдается на пластах с углом падения 55°.

Перечисленные аварии относятся к крупным, вызвавшим перебои в работе и значительные потери угля. Более мелкие аварии по своему характеру совершенно идентичны перечисленным в табл. 6 (стр. 22).

Рассмотрев главные причины, предопределившие успешность применения наклонных слоев по пласту Горелому ш. 3-3 бис, для полноты характеристики работ в табл. 7 приводятся среднемесячные технико-экономические показатели за период январь — июль 1939 г.

Аварии в наклонных слоях

№ п. п.	Наименование шахты	Пласт	Угол падения	Мощность	Колич. слоев	Дата аварии	Характер аварии	Потери угля	Примечание
	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	3-3 бис	4-й Внутр. VI син.	62	5,0	3	9 января	Обруш. борта и комплект, ушла закладка	Около 7000 т	Обрушен борт, целик, захватило конв. штрек
2	Им. Сталина	4-й Внутр.	52	8,0	3	2 февраля	Обруш. борта	Не опред.	Оставлен целик по простир. на 12 м
3	Им. Молотова	4-й Внутр. (юг)	57	9,0	3	4 февраля	Обруш. борта	"	
4	Им. Сталина	3-й Внутр.	55	5,7	2	7 февраля	Обруш. борта	"	
5	Им. Сталина	3-й Внутр.	55	5,7	2	2 марта	Обруш. борта	"	
6	3-3 бис	Горелый IV синк.	45	8,5	3	25 марта	Обруш. 3 слоя	"	
7	Им. Сталина	Горелый		8,5	3	9 апреля	Разр. комп., ушла закладка	150 т	
8	Им. Молотова	4-й Внутр.	55	9,0	3	11 апреля	Обруш. слоя	200 т	
9	" "	4-й Внутр. (юг)	55	9,0	3	14 апреля	Обруш. борта	Не опред.	
10	" "	4-й Внутр. (север)	55	9,0	3	17 апреля	Разр. комплект, ушла закладка	"	
11	3-3 бис	Горелый IV син.				23 апреля	Обруш. 3 слоя	"	
12	Им. Молотова	4-й Внутр. (север.)	45	8,5	3				
13	3-3 бис	4-й Внутр.	55	9,0	3	4 мая	Обруш. борта	"	
14	3-3 бис	4-й Внутр.	62	9,0	3	5 мая	Обруш. борта	300 т	
15	Им. Молотова	4-й Внутр. (юг)	55	9,0	3	4 мая	Обруш. борта	Не опред.	
16	" "	4-й Внутр. (3 участок)	5	9,0	3	7 мая	Обруш. борта	"	
17	3-3 бис	Горелый IV син.	62	8,5	3	16 мая	Обруш. борта	"	

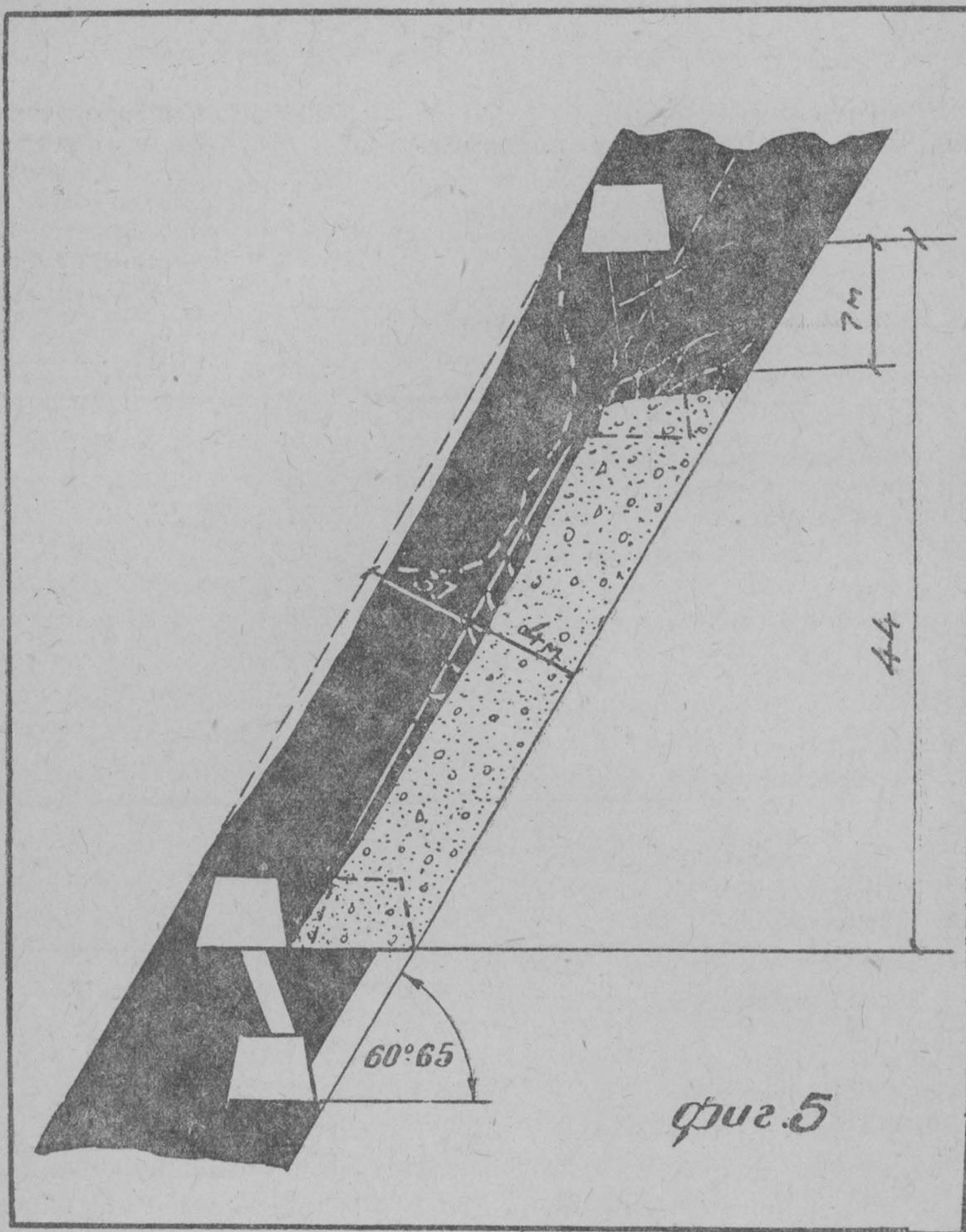
Технико-экономические данные

№ п. п.	Наименование технико-экономических показателей	Средне-сячные данные за II период	Примечание
1	2	3	4
1	Добыто угля в тоннах	7408	1. Среднемесячная добыча с участка за период май-декабрь 1938 г. была 3620 т., что против 1939 г. составляет 49%
2	Заложено выработанного пространства в м ³	5611	
3	Израсходовано закладки	3071	
4	Коэффициент заполнения	0,69	
Расход рабсилы:			
5	Выемка и крепление (чел.) смен	695	2. Стоимость разрыхленно й закладки принята плановая 6 р. 50 к. за м ³ . Фактическая стоимость колеблется в пределах 14-16р.
6	Закладка (чел.) смен	478	
7	Прочие работы (чел.) смен	730	
Итого		1920	
8	Производительность: выемка без закладки в тоннах	5,2	
9	Выемка с закладкой в тоннах	3,9	
Расход материалов:			
10	Взрывчатых (кг)	1121	
11	Электродетонаторов (шт.)	3261	
12	Леса круглого м ³	337	
13	Леса пиленого м ³	168	
Прямые затраты:			
14	По рабсиле (сумма)	23,237	
15	По материалам (с закладкой)	41,223	
Итого		64,547	
На тонну добычи:			
16	Рабсила (в руб.)	3,14	
17	Материалы	5,69	
Итого		8,71	
18	Расход лесоматериалов на 1000 т в м ³	70,2	

Необходимо отметить, что, не допустив целого ряда ошибок и улучшив организацию работ, показатели, приведенные в табл. 7, как по производительности, так и по расходу материалов возможно было бы значительно улучшить. Так, например, при отработке на два слоя пласта Горелого шахты № 3 треста Кагановичуголь, которая производится по проекту КНИУИ, среднесменная производительность за период февраль — июль на занятого по системе составляла 6,78 т, что составляет производительность пласта Горелого шахты 3-3 бис на 179%, расход лесоматериалов 65,5 м³ на 1000 т, или 93%.

Горно-технические условия разработки пласта Горелого ш. № 3 следует отнести к тяжелым: угол падения — 60—63°, мощность непостоянная — 7—8 м, высота этажа — 44 м, нижний слой вырабатывается

лавой — этаж, верхний, из-за частичного выгорания пласта от кровли, выработывается местами на всю высоту этажа, но чаще вынимается только нижняя его часть. На фиг. 5 в верхнем слое пунктиром указана линия выгорания.



Транспорт закладки в начале работ осуществлялся с помощью конвейера РТ-20, установленного на конвейерном штреке. С уменьшением мощности наносов закладка пропусклась через печи с поверхности непосредственно в выработанное пространство. Успешность работ в значительной мере предопределилась правильной подготовкой: расположением штреков, конфигурацией и размерами целиков.

Несмотря на то, что работы продвинулись по простиранию на 110 м, конвейерный штрек еще не ремонтировался.* Это только подтверждает важность правильного выбора размеров целиков.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

а) Деление пластов на группы

Перечисленные в табл. 1 пласты по углу падения можно разделить, в результате рассмотрения итогов применения наклонных слоев, на три группы:

первая от 40° до 50° ;
вторая от 50° до 60° ;
третья от 60° и более.

Такое деление обосновывается следующими соображениями:

1. Пласты первой группы по углу падения находятся на границе обеспечения самотека как угля, так и закладки. В отдельных случаях, когда уголь и закладка имеют повышенную влажность и измельченность, т. е. при углах в пределах 40° , становится необходимой укладка железных листов или решеток. Укладка закладки сопровождается частичной перегрежкой. Пласты этой группы при их отработке наклонными слоями в связи с относительно небольшим углом залегания характеризуются удобной выемкой угля и возведением забойщицкого крепления, относительной простотой конструкции бортового крепления, повышенной устойчивостью бортового целика и уложенной закладки, что в итоге позволяет, даже при средней устойчивости угля и кровли, производить выемку пластов в три слоя.

2. Пласты второй группы при их отработке обеспечивают в полной мере самотек угля и закладки, разгребки закладки не требуется. В этом основное преимущество пластов второй группы перед первой. При сравнении остальных моментов преимущества остаются за первой группой. Особенно следует считаться со сложностью бортового крепления и одновременно с недостаточной его надежностью.

Поэтому разработку пластов этой группы можно вполне надежно производить двумя слоями.

При благоприятных условиях — при средней устойчивости и устойчивом угле и боковых пород, дробленной закладке из горелых или коренных пород с примесью глины в пределах 20%, можно допустить разработку тремя слоями.

3. Пласты третьей группы, т. е. с углом падения свыше 60° , в процессе выемки имеют сходство с пластами второй группы, но здесь наиболее ярко проявляются отрицательные моменты в отношении удержания бортового целика, возведения забойщицкого крепления, крепления борта,

* Следует заметить, что частичное оставление верхнего подэтажа второго слоя способствовало сохранению штрека.

а также удержания от вывалов в призабойное пространство и в верхний слой закладки.

Общая обстановка в лаве не является надежной, она вызывает у занятых в забое большую настороженность.

Как правило, пласты третьей группы не могут разрабатываться наклонными слоями. Исключение может быть сделано для применения двух слоев при благоприятных условиях, названных для пластов второй группы. Угол падения при этом может быть немногим более 60° , но и в этом случае необходимо считаться с трудностями работы.

б) Мощность слоев

Рассматривая в общем этот вопрос, следует сказать, что мощность первого слоя для любой группы, исходя из условий удобства и безопасности крепления и его прочности, при благоприятных условиях, не следует брать более 3,7 м.

Мощность вышележащих слоев в общем виде может определить из условия равных скоростей подвигания слоев при одинаковом количестве задолженной в каждом из них рабочей силы.

Так как трудоемкость работ или расход упряжек на тонну добытого угля в каждом слое зависит от степени сложности работ в этом слое, то и высота (мощность) слоев должна быть различной, с тем, чтобы удовлетворилось условие одинаковых скоростей подвигания во всех слоях.

Практика работы участков, разрабатываемых наклонными слоями в восходящем порядке показывает, что во всех случаях производительность на рабочего, добыча со слоя и продвижение по слоям уменьшаются с увеличением номера слоя.

Обстановка работы в смысле безопасности, в каждом последующем слое значительно ухудшается по сравнению с предыдущим.

Из рассмотренного примера работы по ш. 3-3 бис (см. табл. 5) получается, что средняя скорость в первом слое, принятая за единицу, превышает скорость второго на 20% и скорость третьего на 50%. Примерно такие же цифры получаются, если судить по отдельной производительности в слоях. Беря пример разработки пласта Горелого шахты № 3 треста Кагановичуголь, имеем по нижнему слою среднемесячную производительность на занятого по системе за период февраль — июль 7,5 т, по второму 6,2 т. Следовательно, производительность первого слоя превышает производительность второго на 18%. Если взять отдельно отшивку комплекта в слоях и судить по ней, то получим примерно то же: производительность по первому 25,1 м², по второму 21,2 м², или превышение первого над вторым на 16%.

Принимая во внимание, что в описанном примере по шахте 3-3 бис

осложнения в продвижении верхних слоев получены из-за допущенных ошибок, а во втором примере отчасти из-за необходимости частой проходки печей на поверхности и из-за вынужденной отработки во втором слое только нижнего подэтажа, то полученные данные можно откорректировать и рекомендовать следующие мощности слоев:

I слой	3,1 м — 3,7 м
II слой	2,8 м — 3,3 м
III слой	2,3 м — 2,7 м.

При отработке слоев двумя слоями можно допустить некоторое увеличение мощности слоев, при отработке тремя слоями следует придерживаться приведенных цифр. Данные в отношении предельных мощностей и деления пластов на группы, а также в отношении предельных мощностей слоев и их числа приводятся в табл. 8.

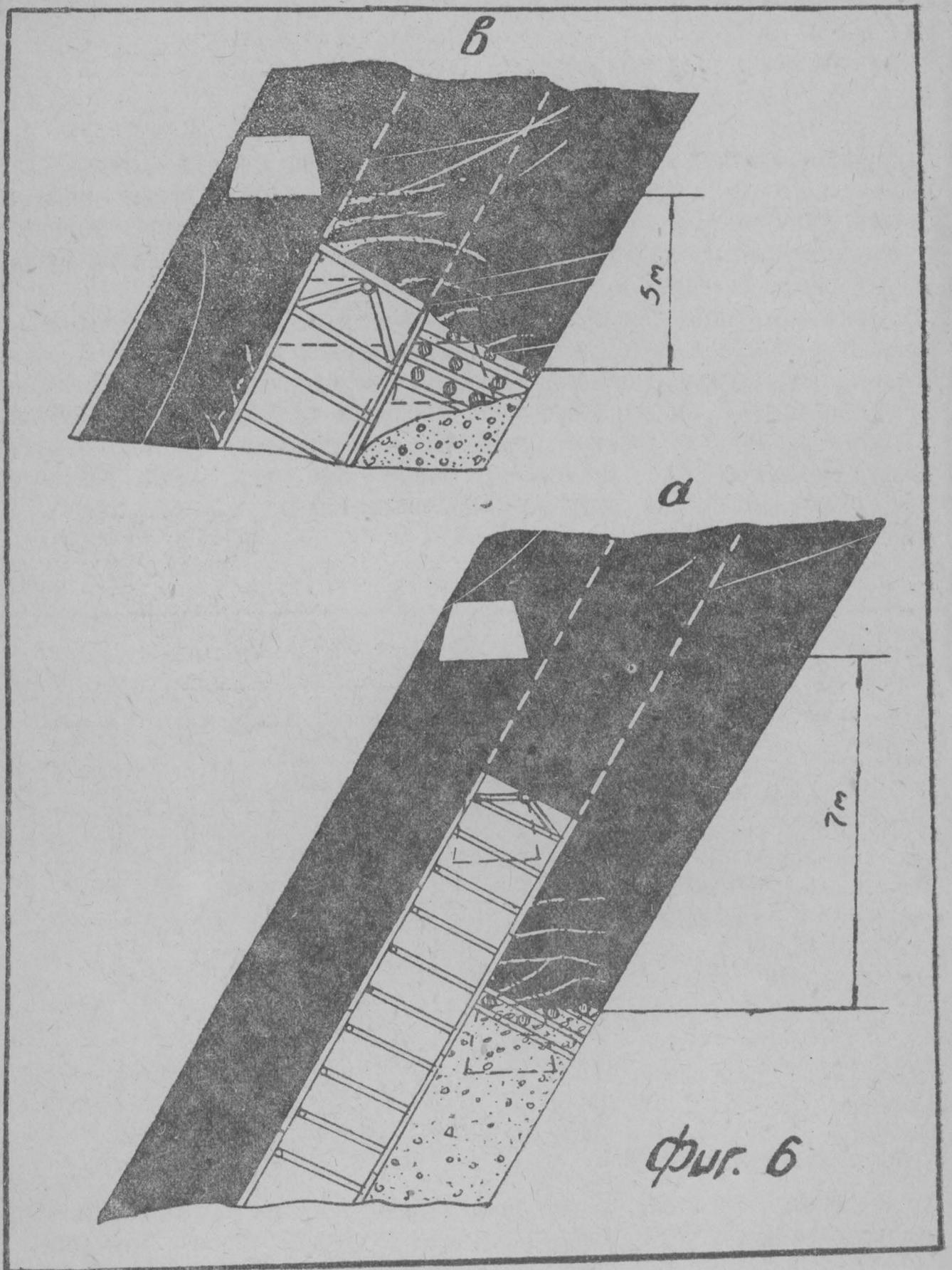
При настоящем уровне техники выемки слоев, когда в основном применяется взрывной метод или отбойные молотки в комбинации со взрывчатыми веществами, учитывая одновременно существующую организацию работ, которая в значительной мере является следствием несовершенных методов выемки, а, главное, учитывая неизученность свойств закладки, нельзя рекомендовать применение более, чем трех слоев. Предельная мощность пластов при устойчивых боковых породах и углях может быть взята не свыше 10 м.

Таблица 8

Группы	Первая		Вторая		Третья		Соотношения мощностей слоев
	Угол падения		Угол падения		Угол падения		
Угол падения	40—50°		50—60°		60° и более		
Слои	Предельные мощности слоев						
	средней устойчивости	устойчивые	средней устойчивости	устойчивые	средней устойчивости	устойчивые	
1	2	3	4	5	6	7	8
I	3,1	3,7	3,5	3,1	—	3,5	100
II	2,8	3,3	3,2	2,8	—	3,2	90
III	2,3	2,7	—	2,3	—	—	70
Предельная мощность пластов . .	8,2	9,7	6,7	8,2	—	6,7	—

Рекомендуя условия, в которых успешно может применяться система разработки наклонных слоев, следует отметить, что из 26 случаев ее применения, перечисленных в табл. 1, в 14 она даст бесспорный эффект (в табл. 1 они отмечены знаком плюс).

Что же касается остальных случаев, то здесь наклонные слои могут не дать ожидаемых результатов и не исключается, что в дальнейшем на этих пластах будут применены более подходящие системы разработок.



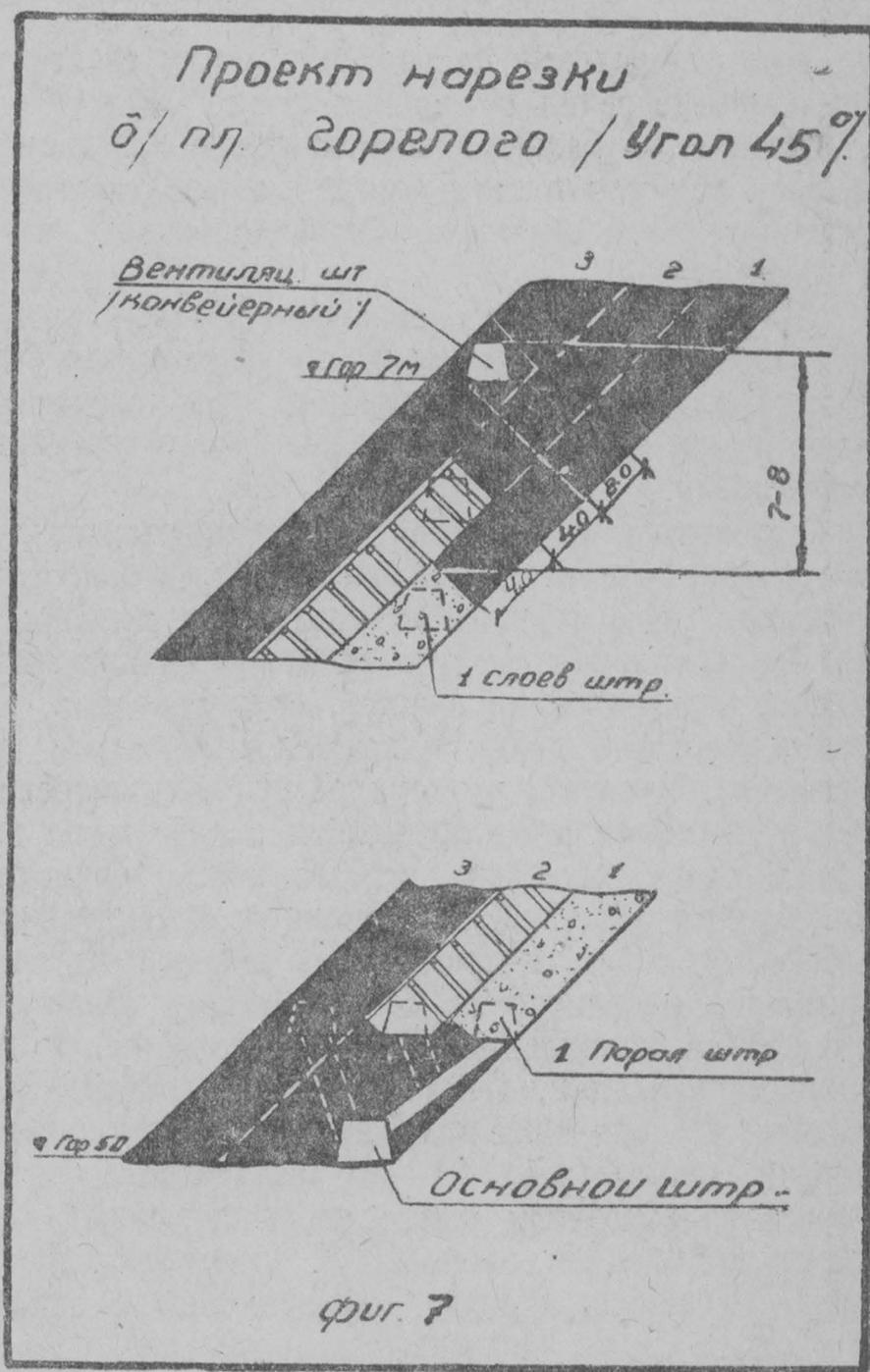
в) Взаиморасположение штреков, размеры и конфигурация бортовых целиков

Условия наивыгоднейшей подачи закладки в выработанное пространство наклонных слоев осуществляются через конвейерный штрек, пройденный по висячему боку пласта. Закладка в этом случае в слой поступает самотеком. Заложение конвейерного штрека по почве пласта лишает его устойчивости сразу же после отработки первого (у почвы) слоя. В этом случае целик, оставляемый под конвейерным штреком, начинает постепенно разрушаться и, при отработке второго и третьего слоев, требует значительных ремонтов. Нередко штрек теряет свои функции.

Слоевые штреки должны располагаться так, чтобы их прохождение полностью осуществлялось в целике угля. Это возможно, когда штрек нового слоя проходится на 3—4 м выше предыдущего штрека (фиг. 6-а).

Очертание бортового целика в этом случае получает уступную конфигурацию. Закрепление борта каждого слоя упрощается, так как бортовое крепление основывается на целике угля.

Заложение слоевых штреков на одной отметке (фиг. 6-в) ввиду сложности и трудоемкости крепления штрека и борта слоя, так как приходится его располагать на кострах, уложенных в пустотах под бортом предыдущего слоя, не должно рекомендоваться. Прочность борта при таком креплении больше чем сомнительна. Из фиг. 6-в видно, что от двух слоев получается один общий борт, удерживаемый сложной конструкции креплением, покоящимся на надежных опорах. Не исключается, что незначитель-



ный купол в первом слое, при проходке к нему вторым не позволит закрепить борт последнего.

Переходя к установлению размеров бортового целика, следует прежде всего считаться с его прочностью, обеспечивающей безопасность работ. Одновременно необходимо считаться и с потерями ископаемого, получаемых за счет размеров целиков.

Рекомендуемые размеры целиков и расположение штреков приводятся на фиг. 7. Для первого слоя размеры целика могут быть взяты в пределах 8—10 м, для второго 3—4 м. В третьем слое целик не оставляется, выемка производится с погашением конвейерного штрека. Потери от бортового целика в зависимости от количества слоев будут в пределах 5—10%.

г) Опережение между слоями

При определении опережения между слоями вытекает два находящиеся в противоречии положения.

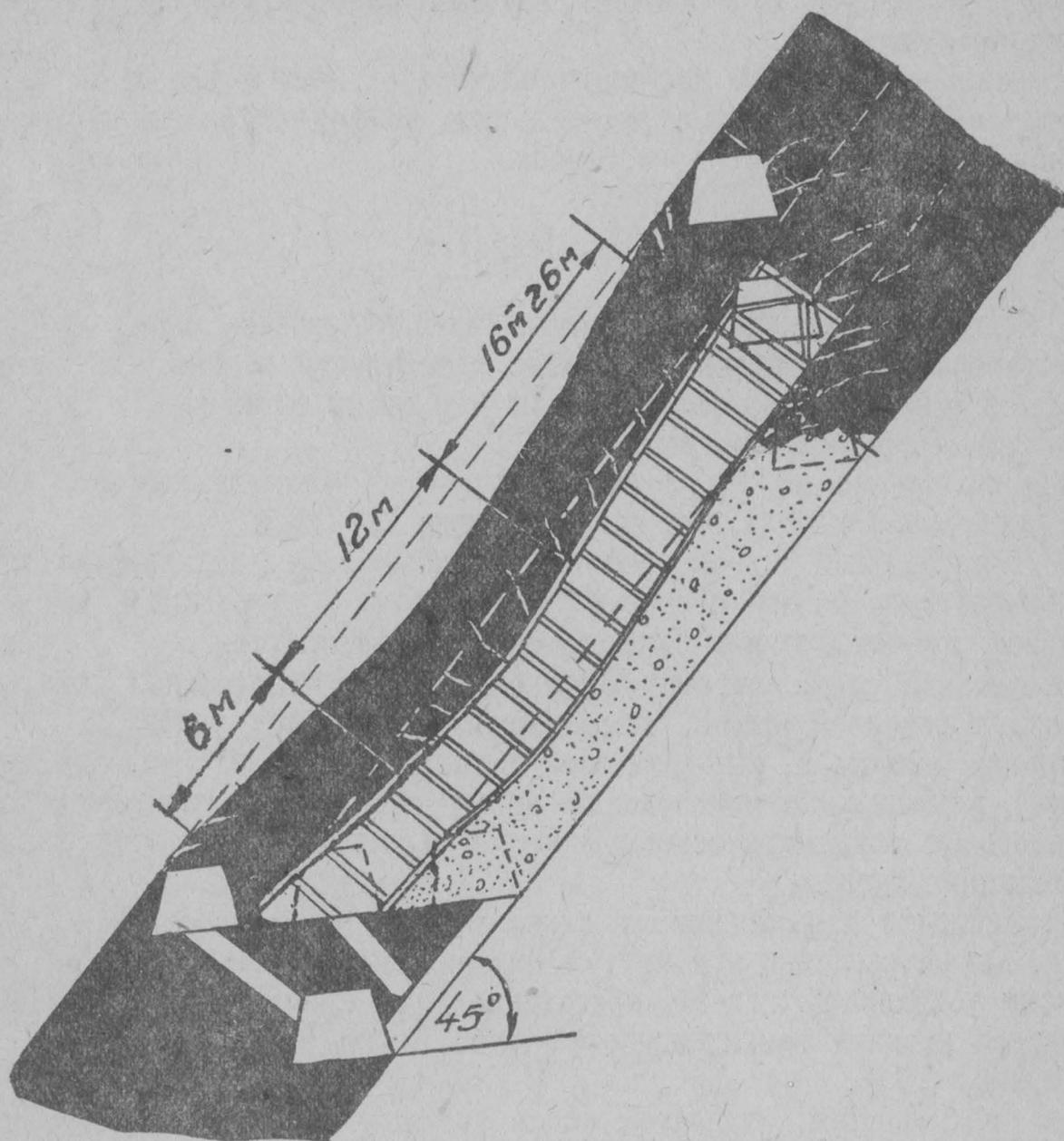
Первое — большое опережение в пространстве и во времени желательно, так как в этом случае закладка достаточно уплотняется и представляет собою надежное основание (почву) для крепления вышележащего слоя.

Второе — большое опережение между слоями недопустимо, так как конвейерный штрек на величину опережения будет находиться над выработанным пространством нижнего слоя, следовательно, не будет устойчивым. Уголь вышележащего слоя будет расстраиваться и также не будет устойчивым.

Разбираясь в приведенных двух положениях, легко убедиться, что первое из них является ошибочным. Справедливо, что плотная закладка представляет собою прочное основание, на котором возможно установить надежное крепление. Но одновременно справедливо и то, что плотная закладка становится не нужной, если за время, необходимое на ее уплотнение, бортовой целик и конвейерный штрек придут в негодность (разрушатся). Понятно, что при разрушении штрека транспорт лесоматериалов и закладки будет прекращен и работы по выемке остановлены.

Из этого вытекает необходимость ориентировки не на выжидание уплотнения закладки, а на минимальные опережения в слоях и на максимальные скорости продвижения забоев и их освежение. С доведением до минимума растянутости между забоями слоев конвейерный штрек будет находиться в наивыгоднейшем положении. Этот вывод подтверждается данными таблиц 2, 4 и 6. Говоря об уплотнении закладки, необходимо заметить, что оно нежелательно и по другим причинам. Например, в пластах первой группы (угол 40—50°) закладка поступает в выработанное пространство самотеком или с частичной перегрежкой, если в ней имеется глина или мелочи свыше 20%. Такая закладка дает значительное уплотнение от кровли к почве. Одновременно за закладкой, особенно во втором и третьем слоях, наблюдается провисание угля и кровли, которое наиболее заметно во второй четверти лавы. Обрушения, имевшие место в тре-

твом слое на участке шахты 3-3 бис (см. табл. 7) произошли в 6—7 м (фиг. 8) от первого параллельного штрека и распространились несколько выше середины лавы. В местах наибольшего прогиба угольного массива наблюдаются трещины от растяжения, а в конвейерном и нижнем слое



Фиг. 8.

вом штреках, под висячим боком, сжатие угля, что также сопровождается трещинами в бортовых целиках. Чем больше затягивается выемка слоя, тем более ясными становятся описанные явления. С точки зрения недопущения образования трещин и обрушений массива угля уплотнение закладки в пластах первой группы нежелательно.

В пластах второй группы (50° — 60°) и в пластах третьей группы (60° и более) закладка при ее поступлении в выработанное пространство уплотняется от самоутрамбовки. В этом случае заметен распор закладки на висячий и лежащий бока, а также и на комплект, который почти всегда приходится усиливать. Наиболее заметное уплотнение закладки про-

исходит по падению пласта только в верхней части лавы. Понятно, что здесь явления самоутрамбовки, ввиду небольшой высоты падения кусков закладки, незначительны. Провисания массива угля почти не наблюдается, но бортовые целики и конвейерный штрек расстраиваются (см. табл. 7). Поэтому во второй и в третьей группах пластов уплотнение закладки также нежелательно.

Идеальной закладкой для наклонных слоев, как и для других систем, следует считать закладку с наименьшим коэффициентом уплотнения и с большим углом естественного откоса.

ВЫВОДЫ

1. Условия применения наклонных слоев в Кузбассе должны быть точно установлены. Отправные моменты, изложенные в табл. 8, вполне могут быть основой, определяющей как отдельные элементы, так и границы распространения системы.

2. Опережение между слоями должно быть минимальным и равняться двум «шагам» закладки, что соответствует 12—15 м.

3. Конвейерный штрек должен закладываться под висячим боком. Слоевые штреки по отношению к конвейерному — в нисходящем порядке. Бортовые целики должны быть уступной конфигурации.

4. Выемка слоев при отработке от границы участка должна производиться на основной штрек, что упрощает подготовку участка и эксплуатационные работы и, одновременно, уменьшает потери угля. Это условие требует минимальных опережений между слоями, в противном случае пришлось бы сохранять основной штрек в закладке, при этом на значительном протяжении.

5. Закладка для наклонных слоев не должна иметь кусков более 80 мм, иначе, особенно при крутом падении, необходимо для ее перепуска по лаве устраивать желоба, предохраняющие крепление от разрушения, от ударов кусками закладки. Содержание глины в закладке должно быть в пределах 20%.

6. Соотношения мощностей слоев должны быть для каждого пласта подобраны так, чтобы скорости продвижения в слоях по крылу были бы одинаковыми.

7. Внедрение механизации выемки врубмашинами и отбойными молотками должно повысить эффективность системы и одновременно повысить безопасность работ. Сокращение применения взрывчатых веществ и переход на механизацию выемки — первоочередная задача.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СЛОЕВ

Разрешая задачу, поставленную партией и правительством, о ликвидации в Кузбассе хищнических систем — камер и зон с обрушением и переходе на системы с закладкой выработанного пространства, Кузнецкий научно-исследовательский угольный институт в течение 1938 и 1939 гг. проводил в опытным порядке разработку пласта Горелого на шахте 3-3 бис треста Сталинуголь системой горизонтальных слоев.

В объем работы входили: нарезка участка, оборудование и очистные работы.

Опытный участок в административном отношении подчинялся КНИУИ.

Административный персонал участка: начальник участка, помощник начальника участка, механик участка состоял из сотрудников института.

Все расходы по оборудованию, подготовке и эксплуатации участка, в общей сложности около 270.000 рублей, производились за счет института, из них около 60% пошло на оборудование участка.

Из-за недостатка сотрудников в институте участок в течение ноября 1938 г. и марта 1939 г. находился в ведении шахты.

Опытные работы протекали в крайне неблагоприятных условиях, которые, главным образом, заключались в недостатке угольных рабочих. Последнее чрезвычайно неблагоприятно отразилось на достижении проектных технико-экономических показателей по системе.

Несмотря на то, что за время работы опытного участка было отработано только 3 слоя, полностью подготовлен 4-й и начаты в нем очистные работы, сейчас уже представляется возможным сделать некоторые вполне определенные выводы по системе.

В административном управлении участком, наблюдении и собирании необходимых материалов принимали участие сотрудники института: горн. инж. Маркин А. И., горн. инж. Покровский Ю. М., горн. техник Дякин С. Е., горн. техник электромеханик Костенко Е. Т. и monter Ногин А. Е.

I. ПОСТАВЛЕННАЯ ЗАДАЧА

Разработка мощных, крутопадающих пластов с неустойчивым угольным массивом или же с рыхлыми, несвязными углями системами разработок с выемкой по простиранию или на восстание недопустима из-за непрерывной опасности растрескивания и внезапного обрушения угольного массива со всеми отсюда вытекающими последствиями. По материалам Института горного дела Академии наук СССР (обобщение мирового опыта способов разработки мощных пластов) и другим известным нам литературным источникам мощные пласты с неустойчивым угольным массивом разрабатываются системой горизонтальных слоев с выемкой в нисходящем порядке.

В рекомендациях по способам разработок мощных пластов Институт горного дела Академии наук СССР предлагает эту группу пластов разрабатывать горизонтальными слоями с выемкой их в нисходящем порядке с установкой на почву каждого слоя предварительного крепления и с полной закладкой выработанного пространства.

Насколько нам известно, система горизонтальных слоев в этой модификации до настоящего момента в каменноугольной промышленности СССР не применялась, поэтому намеченные к разрешению опытными работами задачи носили принципиальный характер.

В частности, предполагалось решить следующие основные моменты в системе:

1. Установить степень безопасности работ под закладкой, удерживаемой предварительным креплением как при работе узким, так и широким забоем.

2. Изучить поведение закладочных масс и возможность производства закладочных работ в забое при помощи электрической метательной машины в комбинации с ленточным транспортером.

3. Установить практически структуру и количество потерь.

4. Установить в первом приближении основные технико-экономические показатели системы.

II. ВЫБОР УЧАСТКА И ЕСТЕСТВЕННЫЕ УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ

Так как система разработки горизонтальными слоями требует применения дробленой закладки, то выбор участка для проведения опытов ограничивался в тот период времени только двумя шахтами: им. Сталина и 3-3 бис, имеющими дробильные установки.

На шахте им. Сталина пласт Мощный к этому моменту еще не был вскрыт, к тому же шахта была перегружена опытными работами, поэтому выбор был остановлен на шахте 3-3 бис.

Пласт Мощный на шахте 3-3 бис к этому периоду вскрыт не был и

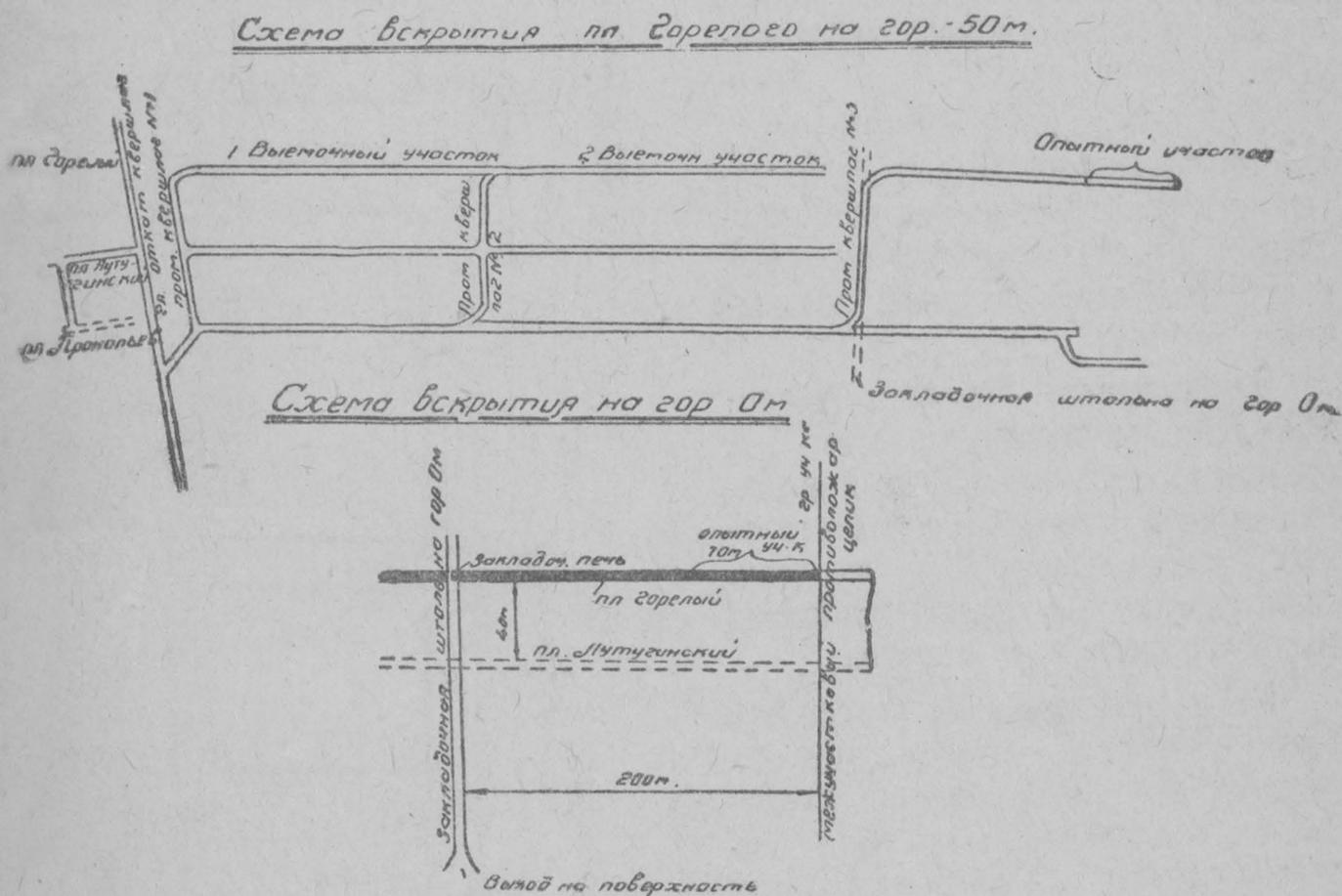
поэтому выбор остановили на пласте Горелом, территориально близко расположенном к устью закладочной штольни и, следовательно, к дробильной фабрике.

Нормальная мощность пласта Горелого 8—8,5 метра, горизонтальная — 11—12 м. Угол падения пласта 45—50°.

Уголь крепкий, по нормативам Кузбасскомбината относится к третьей категории. В пласте отчетливо заметны плоскости наслоений. Почва пласта представлена устойчивыми глинистыми сланцами. Кровля пласта песчанистый аргиллит, малоустойчивый. Кровля покрывает пласт неровно, некоторой волнистой поверхностью. В выходах пласта залегают горелые породы, очень неустойчивые. Горелые породы хорошо дренируют воздух и потому пласт на этом горизонте метана не имеет. Уголь пласта Горелого относится к марке «СС»-рядовой.

III. ВСКРЫТИЕ УЧАСТКА

Группа пластов: Горелый, Лутугинский и Прокопьевский 5-й восточной синклинали вскрываются концентрационным штреком и промежуточными квершлагами.



Фиг. 1.

От главного откаточного квершлага (гор. — 50 м) по пласту Прокопьевскому пройден концентрационный штрек.

В месте сопряжения закругления, с главного квершлага и основного штрека по пласту Проконьевскому, пройден промежуточный квершлаг № 1 (см. фиг. № 1).

В 166 м от первого промежуточного квершлага пройден промквершлаг № 2.

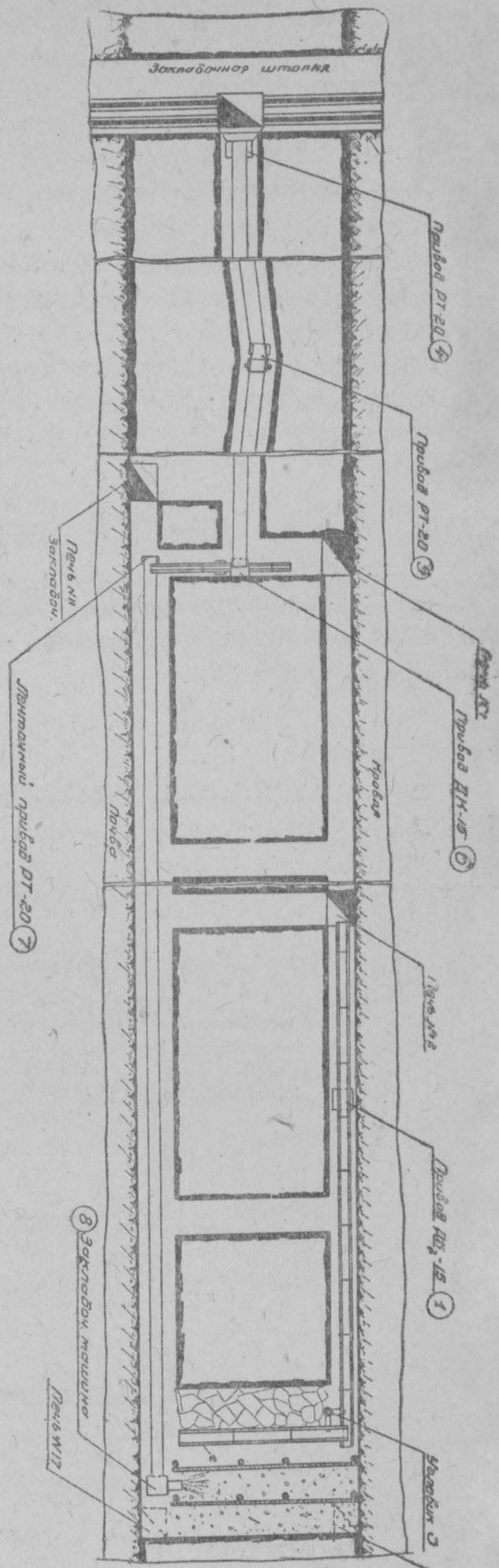
В 200 метров от промквершлага № 2 пройден промквершлаг № 3. Расположение промквершлага № 3 приурочено к целику под закладочной штольней с тем, чтобы этот целик одновременно выполнял роль охранного и противопожарного целика; последнее, как это очевидно, сделано с целью сокращения потерь.

Участок, расположенный между промквершлагами № 1 и № 2, носит название 1-го выемочного и отработан системой зон с полной закладкой выработанного пространства.

Участок, расположенный между промквершлагами № 2 и № 3, носит название 2-го выемочного участка и отрабатывается системой наклонных слоев с полной закладкой.

Часть пласта Горелого, расположенного за промквершлагом № 3, отрабатывается описываемой в данном отчете системой горизонтальных слоев с выемкой в нисходящем порядке и с полной закладкой выработанного пространства.

На вентиляционном горизонте (относительная отметка — «0» метров) вся свита пластов пререзается закладочной штольней, которая служит для подачи закладки в закладочные печи всех пластов, разрабатываемых с закладкой.



Фиг. 2.

IV. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМЫ

Экспериментальный характер работ predetermined их масштабы и размеры.

Длина выемочного участка из условий доставки угля в пределах участка качающимся конвейером с приводом типа ДК-15 принята равной 70,0 м.

Расположение центральной закладочной печи в лежачем боку пласта или в нижележащем пласте Лутугинском оказалось невозможным по следующим причинам: а) по пласту Лутугинскому для проходки квершлага на пласт Горелый (см. фиг. 1, гор. «0» м) необходимо было пройти около 200,0 м штрека и 40 м квершлага, последнее минимум на 4 месяца оттягивало начало очистных работ; б) расположение центральной закладочной печи в пласте Лутугинском неприемлемо из-за большого расстояния между пластами Горелым и Лутугинским; в) стремление вообще сократить объем породных работ для данного участка и установить на дальнейшее возможность расположения центральной закладочной печи и слоевых квершлагов не по породе привело к мысли расположить эти выработки в угольном массиве, у лежачего бока пласта (см. фиг. 2).

Последнее, как это очевидно, predetermined порядок отработки выемочного участка только в одном направлении (однокрылый выемочный участок).

Вертикальная высота этажа равна 43,0 м. Разбивка этажа на подэтажи не производится. В порядке проведения работ предполагалось установить наиболее рациональную мощность слоя. Проектом была принята мощность слоя 2,5 м.

V. ПРОХОДКА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК И ОБОРУДОВАНИЕ УЧАСТКА

На горизонте — 50 м был пройден основной откаточный штрек у почвы пласта. Выше откаточного штрека в 5 м (считая по вертикали) был пройден 1-й параллельный штрек также по почве пласта.

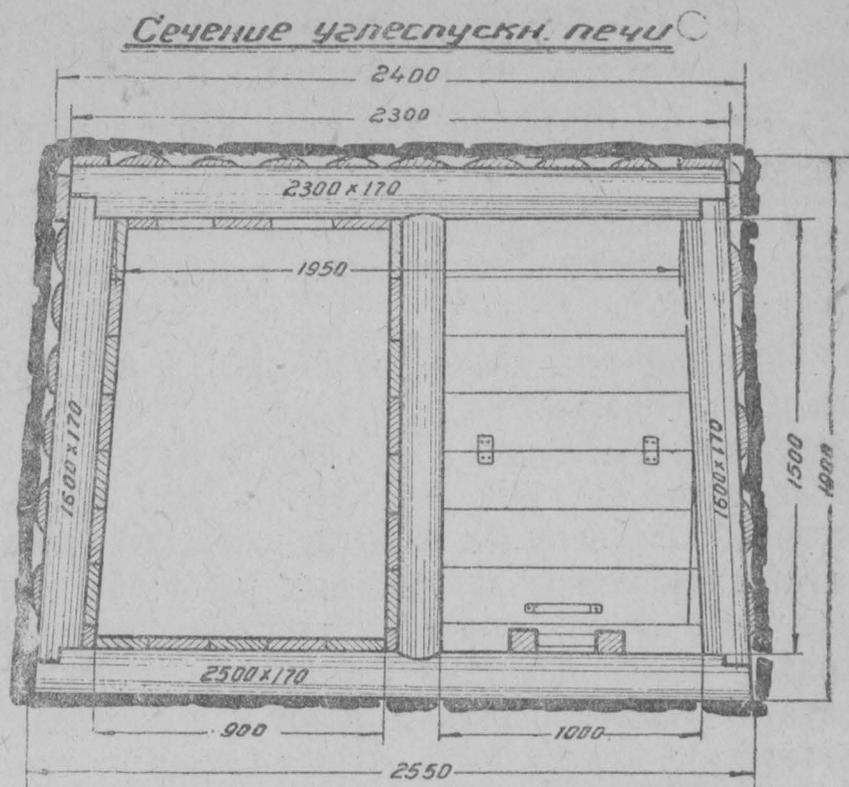
Через каждые 10 м (по простиранию) основной и 1-й параллельный штреки сбиты между собой для вентиляции печами.

В соответствии с проектом были пройдены от основного штрека до горизонта «—7» м пять печей. Расположение печей показано на фиг. 2. Печи №№ 1, 2, 3 и 17 были предназначены для рассечки слоевых штреков по каждому нижележащему слою и спуску угля из забоев этих штреков на основной штрек. Печи №№ 1 и 2 кроме этого были предназначены для спуска угля из очистного забоя. Печь № 11 была предназначена для спуска закладки и леса в очистной забой, а также для вентиляции и сообщения.

По условиям проведения проходки печей выше 2-го параллельного штрека оказалась невозможной.

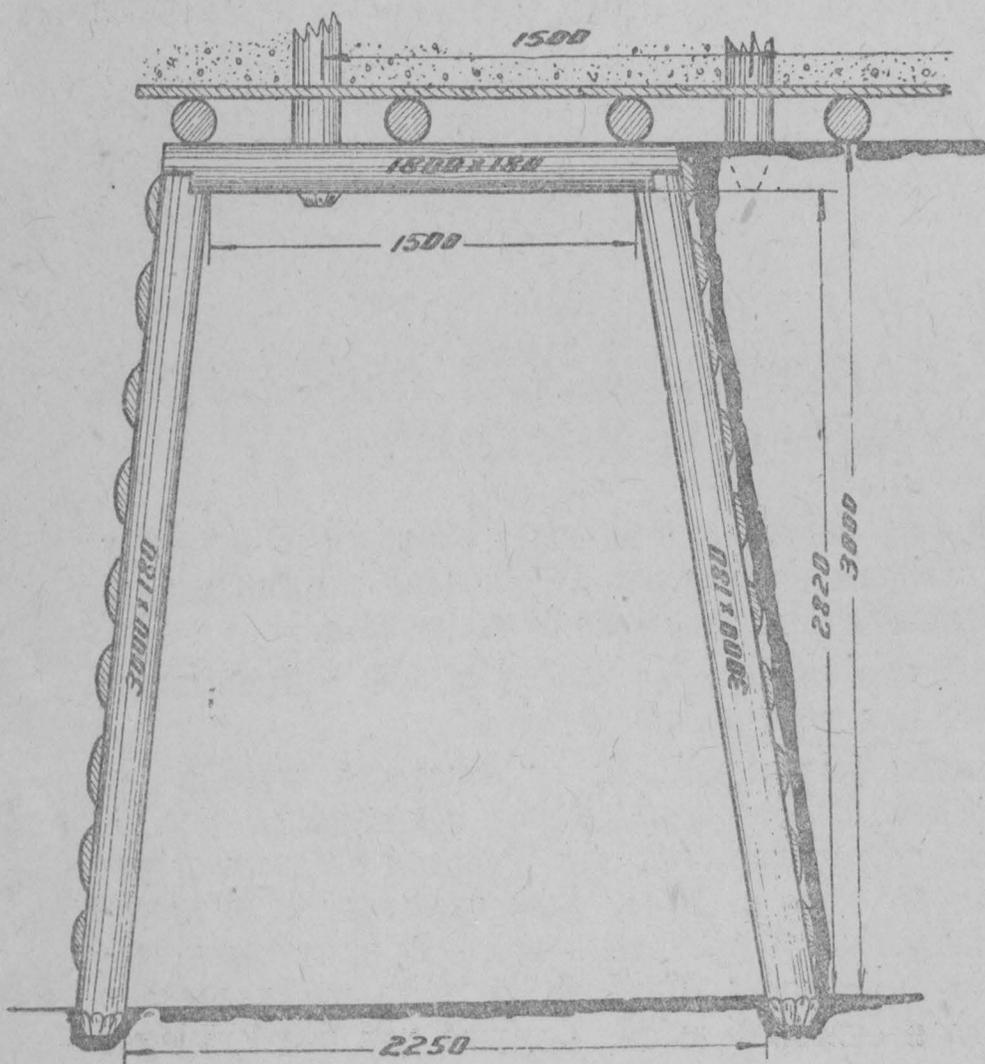
Поэтому от 2-го параллельного штрека до горизонта «—7» м были пробурены скважины при помощи сбесечно-буровой машины, по которым затем в направлении сверху вниз были пройдены печи. Сечение углеспускных печей и способы их крепления показаны на фиг. 3.

Проходка 2-го па-



Фиг. 3.

Сечение слоевого штрека



Фиг. 4.

раллельного штрека является необязательной и даже нежелательной, так как при ведении очистных работ слой может не совпасть с этим штреком, что, несомненно, вызовет большие осложнения.

Для вентиляции сообщения и передачи закладки с горизонта «0» на горизонт «—7» м была пройдена закладочная печь.

Оборудование печи обычное — два отделения, одно породоспускное, второе ходовое.

Для подачи леса была использована старая негодная для спуска закладки печь. Вентиляционный штрек на горизонте «—7» м был пройден без направле-

ния, последнее вынудило при оборудовании участка ставить дополнительно два транспортера, что в некоторой степени осложнило и затянуло подготовку участка. У кровли и почвы пласта на горизонте «—7» м (горизонт 1-го слоя) были пройдены два слоевых штрека.

Штрек у почвы пласта был предназначен для подачи закладки в слой, а штрек у кровли пласта для выдачи угля. В целях проветривания штреки между собой через 15—20,0 м были сбиты ортами. Расположение штреков и ортов показаны на фиг. 2.

Сечения слоевых штреков представлены на фиг. 4.

Ниже в таблице приводим данные, характеризующие выход угля из подготовительных работ для участка длиной в 70 м.

Табл. 1

№ № п. п.	Наименование выработок	Выход угля в т
1	Основной штрек 8,5×70×1,3	774
2	1-й параллельный штрек 3,5×70×1,3	319
3	Печи у кровли пласта (три) 4×61×1,3	951
4	Печи по почве пласта (одна) 4×61×1×1,3	318
5	Центральная закладочная печь 6,5×61×1,3	515
6	Слоевые штреки по почве пласта 7,5×13×70×1,3	8872
7	Слоевые штреки у кровли пласта 4,5×14×10×1,3	8190
8	Слоевые орты 6×7×3×14×1,3	2293
		22233

Процент выхода угля из подготовительных работ к общему запасу угля в столбе составляет: $\frac{22233}{43 \times 12 \times 70 \times 1,3} = 47\%$.

Столь высокий процент выхода угля из подготовительных работ объясняется малой мощностью пласта и ведением очистных работ по простиранию пласта. При нормальной мощности пласта порядка 13—14 м и выемке слоя вкрест простиранию пласта процент подготовительных работ по системе не будет превышать 15.

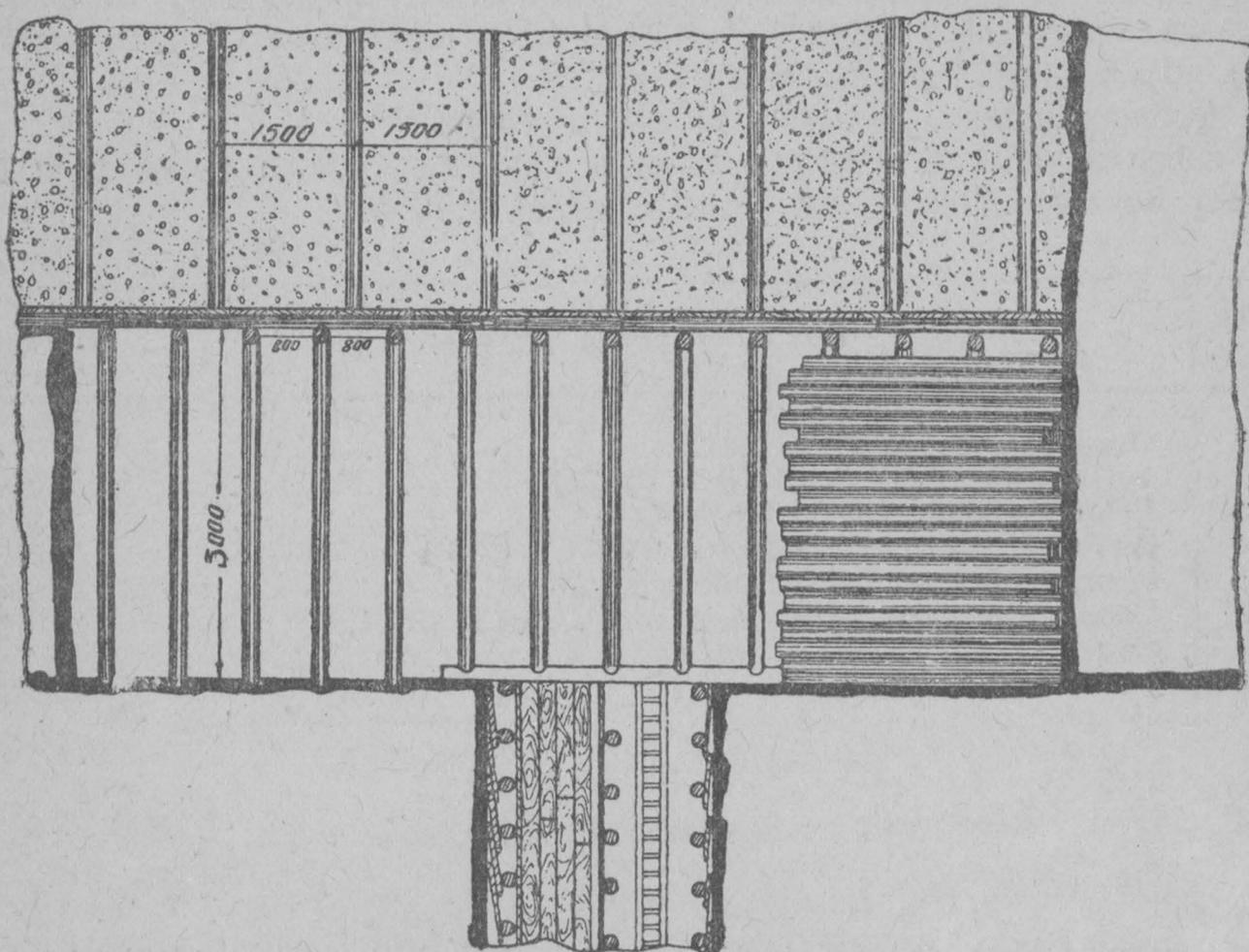
Проходка слоевых штреков производилась обычно с применением В. В. и последующей разборкой забоя при помощи отбойных пневматических молотков. При рассечке штрека от углеспускной печи первые 3 м штрека, как правило, проходили на отбойный молоток без применения взрывчатых.

Доставка угля от забоя до углеспускной печи осуществлялась при помощи качающихся конвейеров и частично тачками.

Обычно на смену в два слоевых штрека посылался 1 забойщик и 1 откатчик. В обязанности забойщика входило: бурение, разборка и крепление.

В обязанности откатчика входило: уборка угля и подноска леса от печи до забоя, а также помощь забойщику при креплении. Нормально 1 забойщик в двух забоях давал общий уход от 2 до 3 м в смену. Для избежания подъема леса снизу в углеспускной печи непосредственно под

настилом вырубалась ниша, в которой заготавливались 100—150 штук круглого леса и необходимое количество затяжек (см. фиг. 5). Вырубка ниш и заготовка в них леса производились до укладки предварительного крепления. Забой слоевых штреков двигались в том же направлении, что и очистной забой, с опережением последнего на 10—15 м.



Фиг. 5.

Для выемки, транспортировки угля из забоя, доставки закладки и укладки ее на место участок был оборудован следующим образом. Для выемки угля были установлены 2 ручных электросверла, 2 электроотбойных молотка КНШ-3, подведен трубопровод сжатого воздуха для двух пневматических молотков типа ОМС-5. Последнее было сделано с целью проверить эффективность и надежность разных способов отбойки, включая и комбинированный, т. е. частичное предварительное взрывание при помощи 12% гризутина с последующей разборкой угля молотками. Схема расположения оборудования приведена на фиг. 2.

Для транспортировки угля из забоя в штреке, пройденном у кровли пласта, был установлен качающийся конвейер с приводом типа ДК-15 (1). Вдоль очистного забоя был установлен став рештаков (2), приводимый в движение от штрекового конвейера через угловой привод (3).

Для транспортировки закладки на вентиляционном штреке были установлены 2 ленточных транспортера, с приводом типа РТ-20 (4,5). Уста-

новка двух транспортеров в пределах одного выемочного участка вызвана неправильной, не по направлению, проходкой вентиляционного штрека.

Для передачи закладки от конвейера, установленного на вентиляционном штреке, потребовалось установить еще один дополнительный конвейер (6).

Первоначально для этой цели был использован качающийся конвейер с приводом ДК-15. Несмотря на короткое расстояние передачи (всего 5 м) и уклон в сторону подачи (около 4°), производительность качающегося конвейера была чрезвычайно низкой. При незначительном содержании глины в закладочном материале последний по конвейеру совсем не шел. Это вынудило заменить качающийся конвейер ленточным транспортером.

В слоевом штреке был установлен ленточный транспортер с приводом типа РТ-20 (7). Все очистные и подготовительные работы были освещены светильниками РВП-100. Для укладки закладки была установлена закладочная машина гусеничного типа конструкции КНИУИ (8).

Однако по ряду причин эту машину пришлось заменить закладочной машиной ленточно-барабанного типа, также конструкции КНИУИ.

Машина ленточно-барабанного типа проработала до окончания опытов и передана шахте в совершенно исправном состоянии.

VI. ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ

В процессе проведения опытов были испытаны два способа расположения забоя и направления выемки. Забой первого слоя был расположен вкрест простиранию пласта и продвигался по простиранию. Забой второго слоя был расположен по простиранию пласта и продвигался вкрест простиранию. Третий слой был отработан так же, как и первый.

Подготовительные работы в четвертом слое были проведены для выемки слоя по простиранию. Выемка первого слоя была начата 1 августа 1938 г. Из-за неравномерного расположения зоны выгорания пласта мощность первого слоя колебалась в пределах 1,5—3,0 м.

Работа по выемке угля в первом слое была непрерывно сопряжена с опасностью внезапного обрушения горельников. Последнее заставляло работы вести с осторожностью, лентами небольшой ширины, с усиленным креплением и немедленной подбуртовкой выработанного пространства. Нужно отметить, что и во всех остальных случаях применения системы горизонтальных слоев на мощных пластах выемка первого слоя должна производиться с особой осторожностью.

Норма на одного забойщика при выемке угля на отбойный молоток в первом слое составляла 7,65 м³.

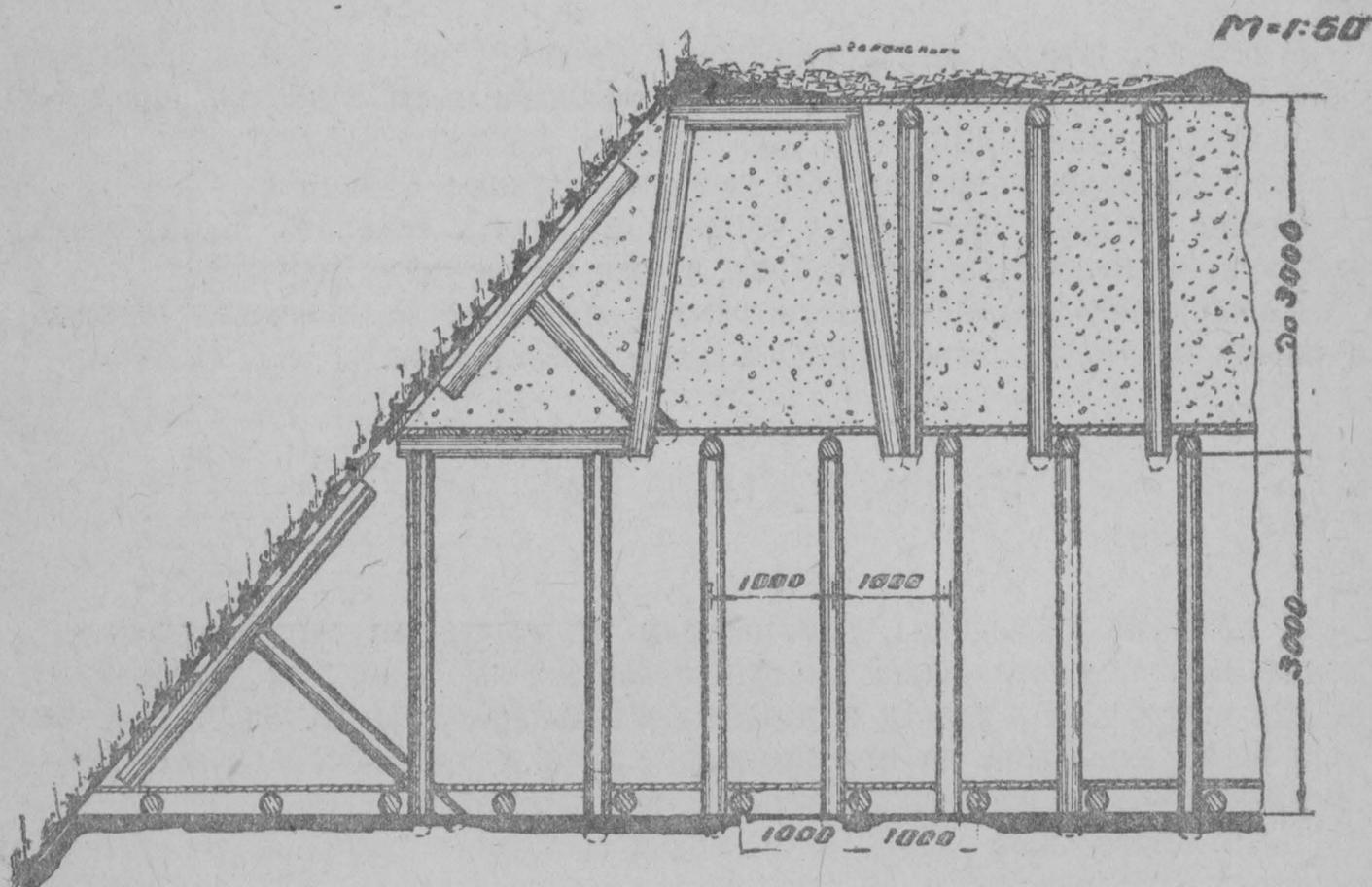
Норма крепления составляла 4,65 рамы. Выемка слоя производилась лентами шириной 1,0 м.

Шпурсы располагались только в нижней части забоя, последующая разборка забоя производилась электрическими или пневматическими молотками.

В смену 1 забойщик и 1 откатчик полностью выгружали и закрепляли одну ленту.

Работа по выемке угля тормозилась, главным образом, отставанием закладки. Машина гусеничного типа из-за целого ряда неполадок простаивала иногда по нескольку суток; последнее приводило к необходимости возводить закладку вручную.

Крепление первого слоя состояло из рам длиной 2,5—3 м, устанавливаемых на трех стойках, с полной перетяжкой потолочины затяжками. Кровля пласта крепилась «укосными» рамами (см. фиг. 6).



Фиг. 6.

Укладка на почву первого слоя предварительного крепления из-за недостатка рабочих производилась забойщиками совместно с откатчиками. Укладка лежанов производилась по простиранию пласта, плахи укладывались вкрест простиранию пласта. Места стыков плах и щелей между плахами застилались затяжками.

Конструкция предварительного крепления показана на фиг. 7.

Сопряжения углеспускных печей со слоем застилались сплошным накатником. Выемка и забутовка первого слоя были закончены в октябре 1938 г.

В октябре же в связи с распоряжением комбината «Кузбассуголь» опытный участок был передан институтом шахте. В ведении шахты участок находился около 5 месяцев.

В течение этого периода шахтой был подготовлен и целиком вынут второй слой. Выемка велась вкрест простиранию пласта, лентами шириной 2,0 м. Работы как это видно, велись очень медленно, качество их было неудовлетворительное, закладка в слое отстала, примерно, на 650 м³ выработанного пространства, что соответствовало площади «обнажения», около 200 м².

Все вместе взятое вынудило Кузбасскомбинат руководство работами на опытном участке снова передать институту.

Вся работа по закладке второго слоя, нарезке третьего и переноске в него оборудования была выполнена в течение с 15 марта по 10 мая 1939 г.

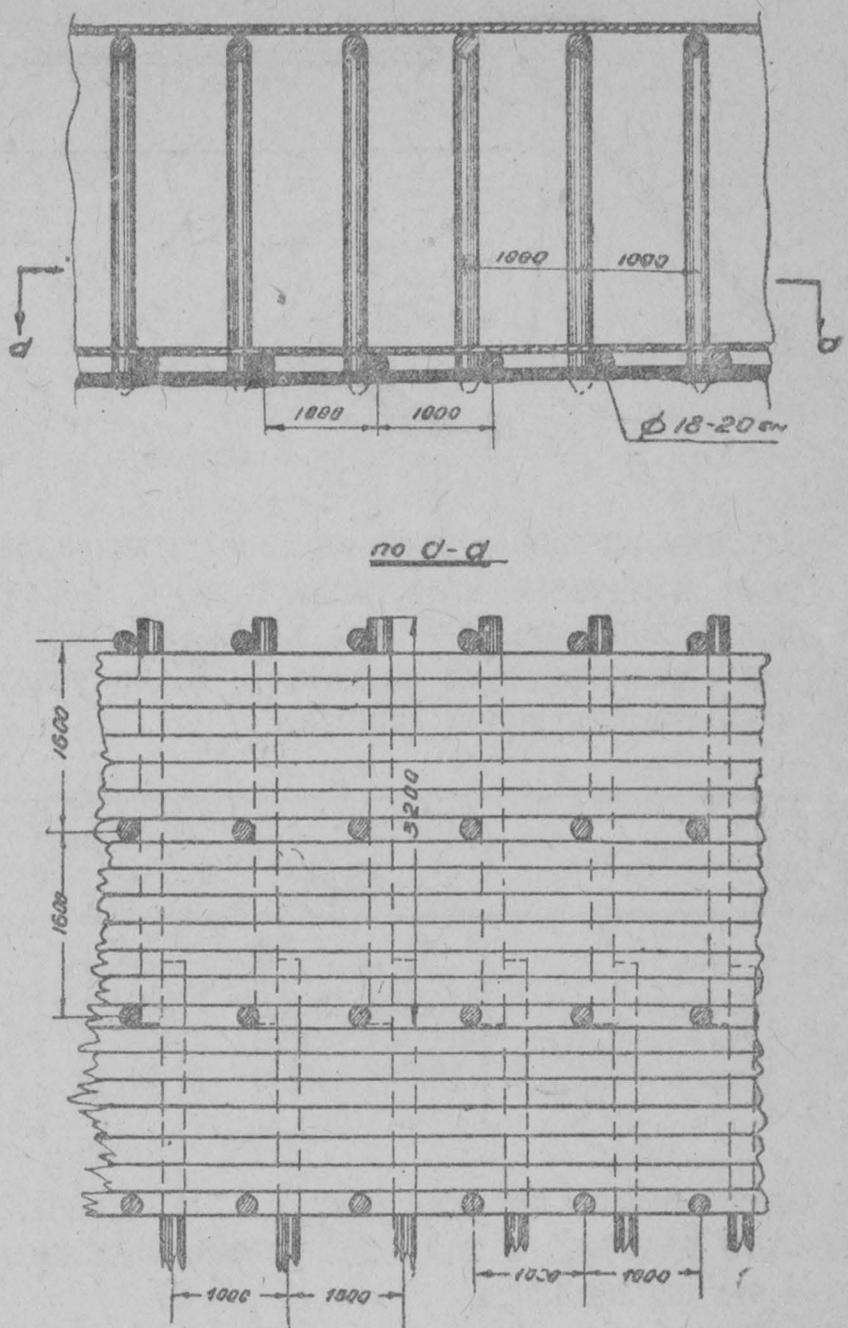
Очистные работы в третьем слое производились аналогично работам первого слоя с той лишь разницей, что выемка производилась лентами

шириной не в 1,0 м, а 1,6—1,8 м. Мощность слоя была принята равной 3 м. Нормы и расценки в третьем слое были изменены следующим образом: норма по выемке угля на отбойный молоток с частичным применением В. В. на забойщика составляла 35 м³, или 25 коп. за 1 м³.

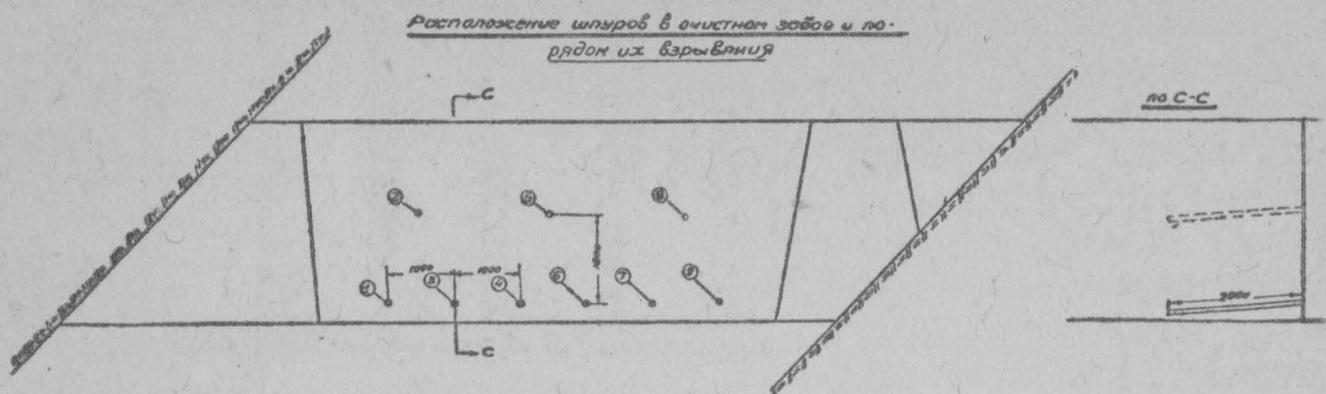
Крепление третьего слоя заключалось в установке стоек под лежаны верхнего слоя. Норма крепления составляла 22 шт., или 45 к. за штуку.

Расположение шпуров в очистном забое показано на фиг. 8. Взрывание шпуров производилось по одному, порядок взрывания показан на фиг. 8.

В каждый шпур, расположенный в нижней части забоя, закладывается обычно 3 патрона, весом по 150—200 г, а в шпуры верхнего ряда по 2 патрона.



Фиг. 7.



Фиг. 8.

Глубина шпуров в третьем слое была равна 2,00 м. Операция разборки после взрывания представляет собой, по сути дела, выравнивание забоя при помощи молотка или кайлы.

Для характеристики расхода В. В. по участку ниже в табл. 2 приводятся соответствующие данные.

Табл. 2.

№№ п. п.	Месяц	Добы- то тонн	Израсхо- довано В. В. кг	На тонну в кг	Примечание
1	2	3	4	5	6
1	Март	507	74,25	0,146	Нарезные работы
2	Апрель	1034	334,0	0,323	Нарезные работы
3	Май	1518	373,0	0,246	Очистные и нарезные работы
4	Июнь	1883	478,0	0,254	

Сравнительно высокий расход В. В. объясняется тем, что уголь пласта Горелого крепкий, к тому же уменьшения крепости угля в очистных работах не наблюдалось.

Попытки применения пневматических и электрических молотков в чистом виде, без предварительного взрывания, не дали положительных результатов. Производительность забойщиков на отбойном молотке без предварительного взрывания, несмотря на сравнительно невысокую норму (7,65 м³), никогда не достигала 100%.

Из вышеизложенного не следует делать вывода, что во всех случаях применения системы горизонтальных слоев рекомендуется применение комбинированного способа выемки. На пластах с углями средней крепости или же слабой с успехом могут применяться отбойные молотки без применения В. В. Для углей крепких следует уже сейчас подумать о создании легкой врубовой машины, которая целиком заменит взрывчатку.

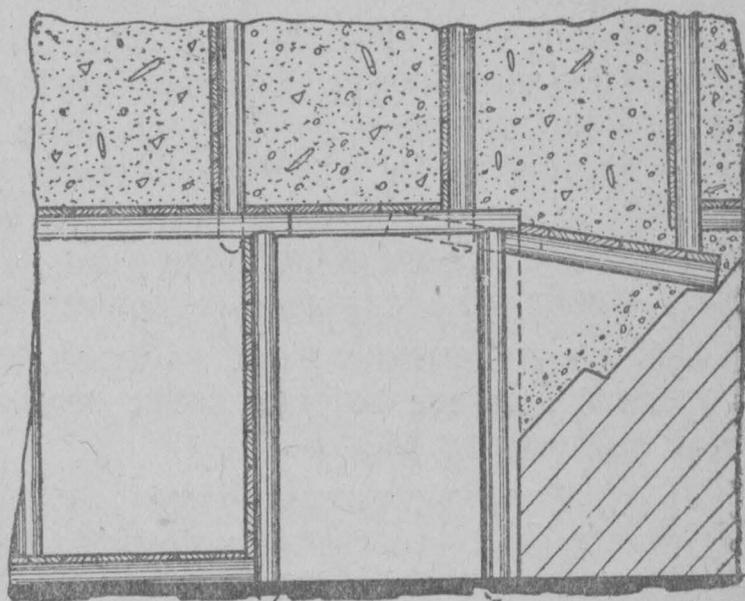
С точки зрения устойчивости угольного забоя, исключения возможности разрушения предварительного крепления и перепуска закладки из вышележащего слоя, при выборе того или иного направления выемки следует обращать внимание на степень выраженности плоскостей наслоений в угле и способности угля обрушаться по этим плоскостям.

Кроме того следует обращать внимание на расположение, степень вы-

раженности экзоплоскостей и способности угля обрушаться по этим плоскостям.

В одном случае при выемке слоя вкрест простиранию угольный забой обрушился по плоскости наслоения, лежан предварительного крепления опустился (см. фиг. 9) и часть закладки высыпалась в рабочий слой.

При углах падения $70-90^\circ$ обрушения по плоскостям наслоения уже не представляют такой опасности, зато обрушения по экзоплоскостям могут иметь место с таким же характером обрушений. Предотвращение этого явления может быть сделано за счет укладки длинных, 4-метровых, лежанов, но это требует оставления у забоя 6-метровой, незабученной полосы, что при работе широким фронтом, с точки зрения безопасности, недопустимо.



Фиг. 9.

Явление обрушения забоя за все время работы наблюдалось только один раз, тем не менее иногда это явление может продиктовать направление выемки слоя.

Производительность забойщика в горизонтальном слое лимитируется трудоемкой операцией по выгрузке угля и потому квалификации забойщика, как таковой, в горизонтальном слое нет. Квалификация забойщика по сути дела является квалификацией навалотбойщика.

Из-за малого объема работ по креплению в слое нет необходимости поручать эту работу отдельным рабочим. Установку стоек под лежаны производили на участке навалотбойщики.

Необходимость выполнения операций навалки и постановки стоек одним рабочим диктуется еще и тем, что стойки должны быть поставлены немедленно после «вскрытия» лежана и уборки из-под него угля. Для иллюстрации расхода упряжек забойщиков и их производительности ниже приводится табл. 3.

Табл. 3

№ № п. п.	Месяц	Доб. то тонн	Упряжек забойщиков	Производительность на выход
1	2	3	4	
1	Март	507	87	55,83
2	Апрель	1034	132	7,83
3	Май	1518	107	14,19
4	Июнь	1883	122	15,43
5	Средняя за 4 месяца	4942	448	11,03

В обязанности забойщиков, как указывалось, входили не только основные операции: выемка, навалка угля на конвейер, установка стоек, но и укладка предварительного крепления, а также другие мелкие ремонтные работы.

Все это, несомненно, отрицательно отразилось на производительности забойщиков.

Можно с уверенностью сказать, что при наличии специальных кремильщиков по ремонту производительность забойщиков в горизонтальных слоях (очистные работы) будет не ниже 20 т на выход, а производительность забойщика по участку (очистные и подготовительные работы) не ниже 15 т на выход. Если учесть, что в горизонтальном слое возможна механизация зарубки и погрузки угля на конвейер, то эта производительность может быть значительно повышена.

Работы по выемке угля, нагрузке его на конвейер, установке стоек и укладке лежанов во всех слоях отличались безопасностью и несложностью выполнения.

Проявлений мгновенных осадок закладки или разрушения крепления за все время опытов ни разу не наблюдалось. Значительно сложнее оказалось заполнение выработанного пространства закладкой. Для понимания всех трудностей, связанных с подачей закладки в слой, уместно изложить схему доставки закладочного материала.

От дробильной фабрики до участкового ската, передающего закладку с горизонта «0» м закладочной штольни до горизонта — «7» — м пл. Горелого, закладка доставлялась контактными электровозами в вагонетках Киселевского завода, разгружающихся через дно. Емкость вагонетки 2,2 м³.

Из ската, при помощи обычного рычажного затвора, закладка выгружается на ленточный транспортер. По ленточным транспортерам закладка подавалась к закладочной машине гусеничного типа.

Главные трудности в транспорте закладки на первых порах заключались в следующем:

1. Закладка часто не подавалась в необходимом количестве. Последнее, как это выяснилось, вызывалось тем, что дробильная фабрика не справлялась с дроблением породы. Так как дробилка шахты 3-3 бис не оборудована грохотами, в нее поступает неотсортированный материал со значительной примесью землистых и глинистых компонентов. Наличие глины в закладке, через каждые 15—20 минут работы дробилки, приводило к забиванию ее челюстей и остановке.

Выбивание глины из челюстей дробилки производилось вручную — железным ломом, на что обычно уходило 20—30 минут.

Выгрузка закладки из бункеров дробильной фабрики в шахтовые вагонетки в зимнее время затруднялась из-за смерзания закладки в бункерах. Смерзание происходило из-за того, что мерзлая закладка, поступающая из карьера в дробильную фабрику, отогревалась, а в бункерах, попадая снова на холод, смерзалась.

Транспорт в вагонетках от дробильной фабрики по поверхности и закладочной штольни при помощи контактных электровозов и разгрузка вагонеток в участковую печь протекали без неполадок и задержек.

Разгрузка закладки из печи на ленточный транспортер обычно всегда происходила с задержками, вызываемыми слеживанием закладки в печи и прекращением, в силу этого, самотечного поступления ее на транспортер. Доставка закладки по ленточным транспортерам протекала без задержек.

В начале выемки первого слоя для закладки выработанного пространства была установлена закладочная машина гусеничного типа. В машине этого типа в процессе работы выявились крупные недостатки, которые вынудили заменить ее машиной ленточно-барабанного типа.

Главными недостатками машины гусеничного типа являются:

1. Малая дальность бросания, не более 7—8 м, причем всегда на расстоянии одного-двух метров от места выброса породы из машины наблюдалось ее скопление, что приводило к необходимости останавливать прием закладки и скопившуюся у машины породу перекидывать вручную.

2. Слабая кучность полета породной струи, разбрасывание ее по сторонам, что заставляло при длине закладываемой «заходки» 7—8 м иметь ширину ее не менее 1,8—2,0 м. При меньшей ширине «заходки» куски породы, не долетая до дальней ее стенки, ударялись в боковые и падали на расстоянии 4—5 м от машины, что приводило к необходимости останавливать прием закладки и эту часть породы также перебрасывать вручную.

3. Сильное нагревание и быстрый износ гусеничной ленты в шарнирных соединениях. Причем износ шпилек шарнира был неравномерный, последнее приводило к перекосу ленты, выламыванию направляющих зубьев и бортков направляющего канала в переднем барабане.

4. Вылет закладочного материала сопровождался большим искрением, что в шахтах, опасных по пыли и газу, недопустимо.

5. Часто наблюдался обратный вылет кусков породы из приемной воронки.

6. Большой шум во время работы.

7. Тяжелый вес, что затрудняло перестановку машины.

Закладочная машина ленточно-барабанного типа зарекомендовала себя с хорошей стороны. Недостатки, наблюдавшиеся в машине гусеничного типа, в машине ленточно-барабанного типа места не имели.

Вместе с тем машина ленточно-барабанного типа далека от совершенства и требует ряда улучшений.

1. Необходимо заменить текстурную передачу. Весьма желательно иметь привод в виде мотор-барабана. Это значительно может снизить габариты машины и вес, которые в настоящем ее оформлении все же велики.

2. Необходимо иметь простое механическое приспособление, позволяющее изменять угол наклона машины к горизонту в пределах 7—10°, не останавливая машины.

3. Для устранения попадания закладочного материала между лентой и барабанами необходимо вдоль ленты установить боковые щеки.

Весь процесс укладки и закладки в выработанном пространстве, при расположении забоя вкрест простиранию пласта, состоял из следующих операций:

а) укладка предварительного крепления; б) отшивка «ленты»; в) забутовка ленты; г) перестановка машины (3 раза); д) укорачивание транспортера; е) разворот машины; ж) забутовка слоевого штрека.

При расположении забоя по простиранию процесс укладки и закладки выработанного пространства состоял из следующих операций:

а) укладка предварительного крепления; б) установка отшивки; в) закладка выработанного пространства; г) укорачивание транспортера; д) передвизжка машины.

Операции эти повторяются до полной закладки всей ленты, затем закладочная машина перетягивается через весь столб в исходное положение, а транспортер устанавливается в новой ленте.

При расположении забоя вкрест простиранию пласта работы по укладке предварительного крепления, установке, отшивке, забутовке и прочим связанным с ней операциями могут быть совмещены во времени.

Однако в процессе работ выяснилось, что целый ряд трудностей, связанных с дроблением, спуском и транспортировкой закладки, не дает возможности не только форсированными, а даже и нормальными темпами вести выемку угля.

Кроме трудностей, связанных с доставкой и спуском закладки, выявились трудности в самом процессе укладки и закладки.

Работа по забутовке выработанного пространства производилась следующим образом: вслед за укладкой предварительного крепления и установкой отшивки закладочная машина ставилась в подготовленную ленту и начинался процесс закладки. Для полной забутовки ленты длиной в 10 м, шириной 1,8, высотой 2,5 м (все размеры в свету), при нормальной подаче закладки, на забутовку такой «заходки» затрачивалось обычно 1,5—2 часа.

Затем машина ставилась в следующую ленту. На эту операцию, а также и на перестановку подхватов и «ножа»-сбрасывателя на ленточном транспортере уходило от двух до трех часов.

Диапазон от двух до трех часов зависел от состояния крепления слоевого штрека. Здесь же уместно отметить, что после окончания проходки слоевого штрека в течение 10—15 суток состояние его крепления было удовлетворительным, но после этого срока верхняки и стойки ломались и это в значительной степени затрудняло постановку подхватов и разворот машины. Иногда на эти операции уходила целая смена. На укладку предварительного крепления на площади 20 м² и отшивку ленты (30 м²) затрачивалась также, обычно, смена.

После забучивания описанным способом 3—4 лент транспортер укорачивался на 6—10 м. Ниже в табл. 4 приводятся данные, характеризующие расход времени на укорачивание транспортера.

№№ п. п.	Дата	Число заня- тых рабо- чих	Длина укорачивания метров	Время укорачивания минут
1	2	3	4	5
1	20 II-39 г.	2	8,0	123,0
2	15 II-39 г.	3	11,0	160,0
3	17 III-39 г.	2	6,0	134,0
4	19 III-39 г.	2	5,0	70,0
5	21 III-39 г.	2	5,5	110,0

После укорачивания ленты производится забутовка слоевого штрека, причем часть выработанного пространства (см. фиг. 10) приходилось подбучивать вручную, породой и старым лесом.

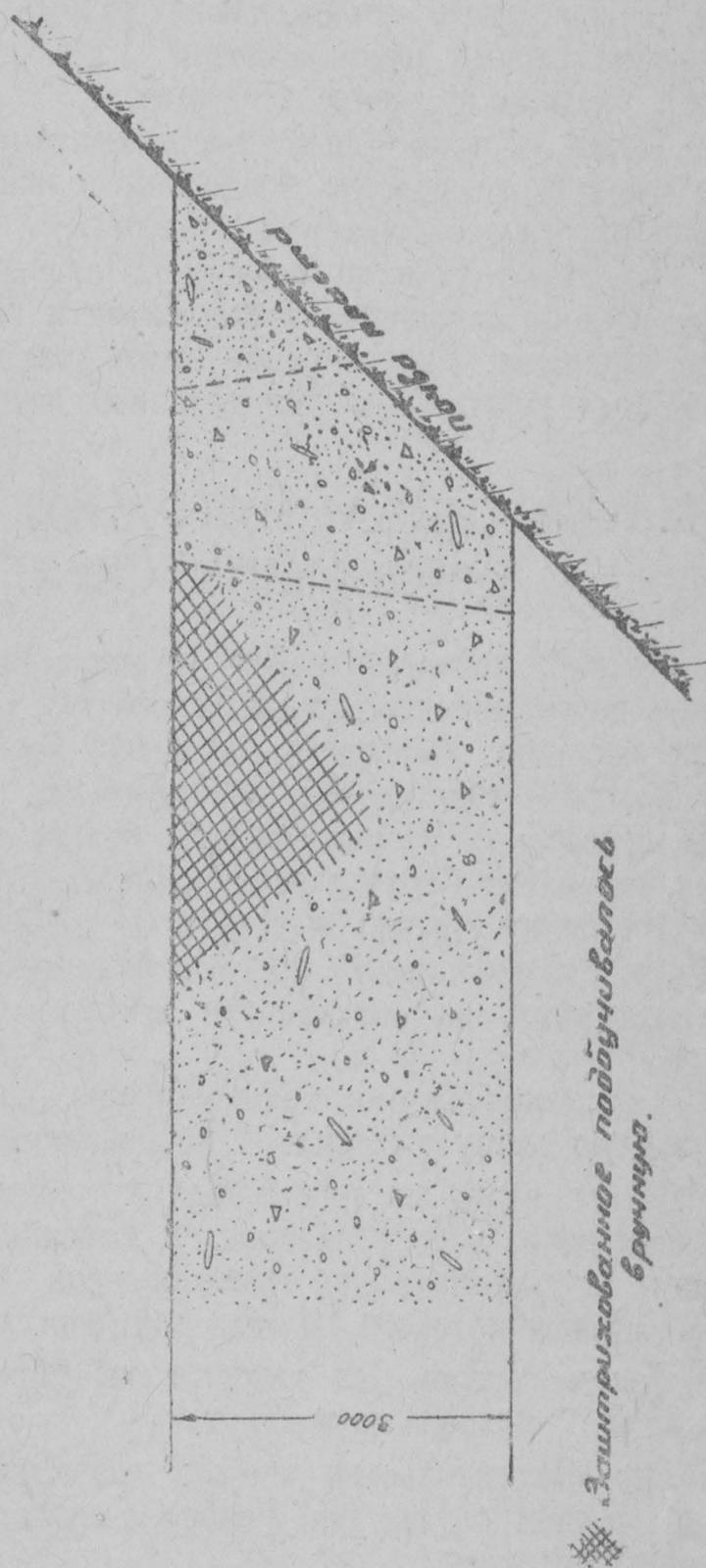
Практически на участке все операции, связанные с подготовкой и собственно закладкой одной ленты, не выполнялись в течение одной смены и потому всегда отставали от выемки угля и задерживали ее.

При выемке слоя вкрест простиранию пласта закладка выработанного пространства лимитируется укорачиванием транспортера.

Практически в смену удавалось забутить, при отсутствии неполадок в других звеньях закладки, одну «заходку», что составляет 40—45 м³. В очень редких случаях удавалось один раз в течение 7-часовой смены укоротить транспортер, заложить освобожденное пространство и еще раз укоротить.

Один раз в течение одной 7-часовой смены удалось забутить, при работе вкрест простиранию, 2 заходки. Таким образом чистое время работы закладочной машины следует считать не более 3 часов в смену.

За передовую технику. 4.



Фиг. 10.

Следует отметить, что конструирование и постройка легких, быстро укорачиваемых, специально сделанных транспортеров для непосредственной подачи закладки в приемную воронку закладочной машины является неотложным делом. Переноска транспортеров существующей конструкции из ленты в ленту также отнимает много времени и вызывает разрыв в добыче угля.

Как показала практика, перенос всего, довольно громоздкого оборудования из слоя в слой, заканчивание нарезных работ, оборудование сбойки нового слоя с породной печью неизбежно вызывают, при наличии в работе только одного столба, также разрыв в добыче. Практически на заканчивание горных работ в новом слое и перенос оборудования из слоя в слой уходило не менее 15 суток.

Таким образом для осуществления принципа непрерывной выдачи угля из выемочного участка последний должен состоять из 3 или даже 4 одновременно разрабатываемых столбов.

Транспорт угля из забоя и по слоевому штреку до углеспускной печи при помощи качающегося конвейера и углового привода никогда не вызывал задержек. Укорачивание этого конвейера, перестановка «угловика» и забойных рештаков осуществлялись между сменами.

VII. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В СЛОЕ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Четкой, установившейся организации работ в горизонтальных слоях, из-за недокомплекта угольных рабочих и главным образом из-за отставания закладки, достигнуто не было. Из-за недокомплекта рабочих работа на опытном участке все время велась в две смены и только в течение двух последних месяцев работы велись в три смены. Для описания организации работ берется этот наиболее благоприятный период.

На смену обычно выходили 1 забойщик в очистной забой и 1 забойщик в нижележащий подготавливаемый слой, вместе с ними выходили 3 откатчика, на обязанности которых лежала уборка угля и доставка леса.

Для обслуживания транспортеров, конвейера и закладочной машины в каждую смену выходило 4 мотористки.

Кроме этого на смене был 1 крепильщик по ремонту, 1 взрывник, 1 дежурный электрослесарь, 2 слесаря-монтажника по передвигке машины и укорачиванию транспортеров, 1 коногон и 1 лесодоставщик, в обязанности которого входила доставка лесных материалов с поверхности.

Таким образом, на каждого забойщика, не считая надзора, приходилось по 7 человек подсобных.

Это обстоятельство вообще является главным недостатком системы, но в данном случае оно наиболее ярко выражено из-за слишком малых масштабов работ.

При большем количестве, одновременно разрабатываемых, столбов со-

отношение забойщиков и подсобных, как показывают подсчеты, будет более выгодным.

В начале смены забойщик приступает к бурению шпуров, вслед за бурением взрывник производит зарядку шпуров. В это же время один откатчик готовит глину для внутренней забойки и доставляет инертную пыль в забой. Два других откатчика в это же время, с помощью мотористок, спускают лес по лесоспускной печи и доставляют его по конвейерам до забоя.

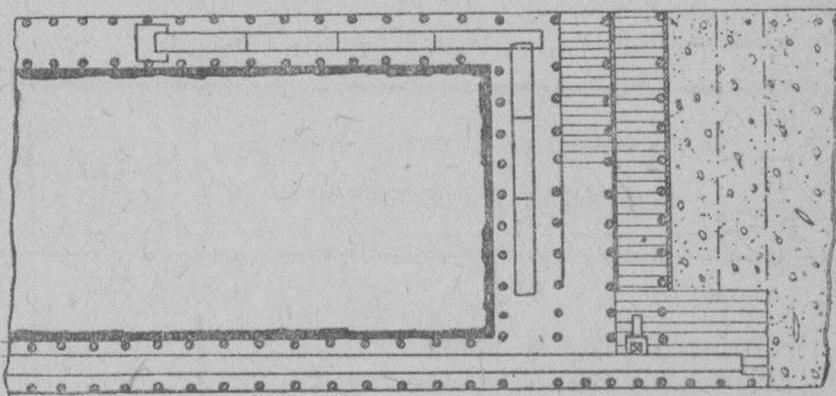
На бурение, зарядку и взрывание затрачивается не более одного часа. После взрывания забойщик приступает к разборке и заделке леса для крепления. Откатчики приступают к погрузке угля на конвейер.

Следует указать, что некоторая часть «уголков» угля у кровли и, главным образом, у почвы пласта не выгружается и составляет эксплуатационные потери.

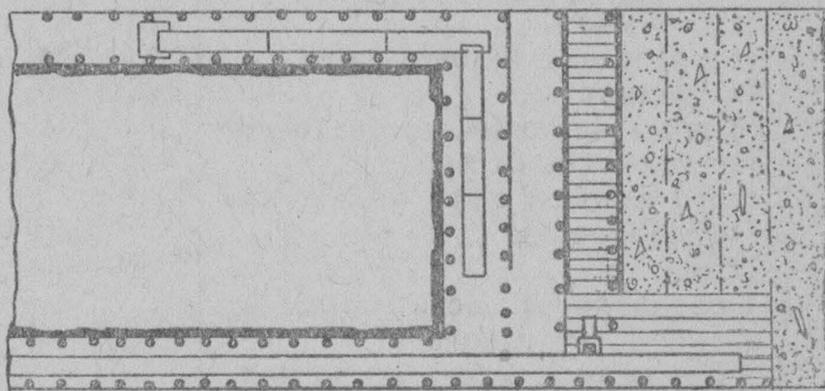
После того, как часть угля выгружена, один из откатчиков помогает забойщику возводить крепление в забое. На все операции, т. е. разборку, крепление и навалку угля на конвейер, затрачивается 5 часов, в которые берется лента шириною 1,6—1,8 м, длиною 7,5 м и высотой, равной высоте слоя, т. е. три метра.

Общее положение в забое к началу первой, второй и третьей смен показано на фиг. 11.

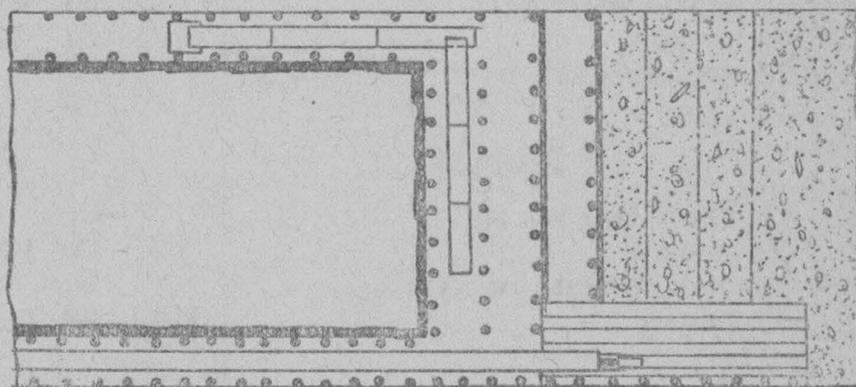
К началу 1^{ой} смены



К началу 2^{ой} смены



К концу 3^{ей} смены



Фиг. 11.

Одновременно с выемкой и погрузкой угля в третьей ленте от забоя производится закладка выработанного пространства. Во второй ленте, в это же время, производится укладка предварительного крепления и отшивки.

Очень часто работы по закладке и укладке предварительного крепления отстают и производятся в 3-й, 4-й и даже 5-й, 6-й лентах.

Ниже в табл. 5 даются подробные сведения о затратах рабочей силы, материалов, производительности и себестоимости за 4 последних месяца работы участка.

Табл. 5

№№ п. п.	Наименование технико-экономических показателей	Месяцы года			
		март	апрель	май	июнь
1	2	3	4	5	6
1	Добыто угля в тоннах	507	1034	1518	1883
2	Израсходовано закладочного материала в кубических метрах	332	603	539	84
3	Стоимость закладки (руб.)	2158,0	3919,5	3503,5	546,00
Расход рабсилы					
4	По выемке и навалке колич. человекосмен	224	226	397	406
5	Их стоимость	2045—87	2915—39	4376—08	4901—45
6	На крепление человекосмен	58	44	56	11
7	Их стоимость	672—90	498—81	531—07	78—33
8	По закладке колич. человекосмен	348	368	363	385
9	Их стоимость (в руб.)	3232—56	3684—44	3718—22	3159—87
10	Итого рабочей силы количество человекосмен	630	638	816	801
11	Сумма	5951—33	7098—64	8625—37	8139—65
Производительность по забою на рабочего:					
12	а) без включ. рабоч. по закладке (в тоннах);	1,80	3,83	3,35	4,52
13	б) с включением рабоч. по закладке	0,80	1,62	1,86	2,35
Расход материалов					
14	А. Взрывчатые (кг)	74,250	334—00	373—53	478—23
15	На сумму	198—82	881—63	960—13	1315—89
16	Электродетонаторов (в штуках)	142	653	804	872
17	На сумму	42—86	189—37	133—16	287—76
Лесные					
18	Круглый (в куб. м)	39—24	57—66	92—40	56—91
19	На сумму	836—00	1400—78	2565—64	1414—21
20	Пиломатериалы (в куб. м)	22—60	33—63	37—48	17—85
21	На сумму	1149—28	1538—26	3477—46	847—43

№№ п. п.	Наименование технико-экономических показателей	Месяцы года			
		март	апрель	май	июнь
1	2	3	4	5	6
	Всего прямых затрат				
22	По рабсиле (в руб.)	5951—33	7098—64	8625—37	8139—65
23	По материалам, включая стоимость закладки, сумма (в руб.)	4384—96	7929—54	10639—89	4411—29
24	Итого сумма (в руб.)	10336—29	15028—18	19265—26	12550—95
	На тонну угледобычи из забоя:				
25	а) по рабсиле (в руб.);	11—74	6—86	5—68	4—32
26	б) по материалам (в руб.)	8—65	7—67	7—01	2—34
27	Итого сумма (в руб.)	20—39	14—53	12—69	6—66
28	Взрывчатые (в кг. на тонну угля)	0,146	0,323	0,246	0,254
29	Лесные в м ³ на 1000 т. угля	12—19	88—29	85—55	39—69
30	Потери по участку.*	Общие потери составили			3,7%

Стоимость закладки принята плановая — 6 руб. 50 коп. В эту стоимость входят все затраты по закладке от карьера до участковой печи. Все остальные расходы, связанные с закладкой, в пределах участка, включены в графу 8 табл. 5.

В подсчет производительности на занятого по забоям, без включения закладки, вошли: забойщики, крепильщики, откатчики, взрывники и лесодоставщики.

Стоимость лесных и взрывчатых материалов принята по счетам, предъявленным бухгалтерией шахты 3-3 бис.

Для сравнения основных технико-экономических показателей по системе горизонтальных слоев с системой наклонных слоев, которой разрабатывается смежный участок того же пласта Горелого, ниже приводим табл. 6.

Табл. 6

№№ п. п.	Месяц	Горизонтальн. слой		Наклонные слой	
		производ. на рабоч. по участку тонн	себестоимость руб.	произвед. на занятого по участку тонн	себестоимость руб.
1	2	3	4	5	6
1	Март	0,80	20—39	4,95	7—10
2	Апрель	1,62	14—53	3,71	8—56
3	Май	1,86	12—69	4,01	8—00
4	Июнь	2,35	6—66	3,10	8—06

Примечание. Пласт Горелый разрабатывался тремя наклонными слоями.

* В подсчет потерь не вошел междуучастковый целик. С учетом этого целика потери составят около 7—10%.

Из таблицы видно, что производительность в наклонных слоях выше, чем в горизонтальных слоях, зато с отчетливой ясностью видно, что, несмотря на углубление, если можно так выразиться, горизонтальных слоев, система осваивается и прогрессивно улучшаются ее показатели.

В наклонных же слоях, разрабатываемых в данном случае в восходящем порядке, по мере отхода слоев от целика, увеличивается давление в слоях и на верхнем штреке, возрастают расходы по поддержанию штреков и ремонту в лаве, падает производительность.

Экспериментальные работы на небольшом участке пласта Горелого позволяют нам полностью ответить на все вопросы, поставленные нами перед началом опытов.

На основании приведенных работ мы имеем возможность сделать следующие выводы по системе.

1. Обстановка работы под предварительным креплением, как во втором, так и в третьем и четвертом слоях отличалась безопасностью. Давление закладки на крепь всегда было одинаковым и равномерным. Исключения составляют в данном случае слоевые штреки, при выемке слоя по простиранию пласта, в которых наблюдались значительные разрушения крепи в результате относительно длительного (1,5—2 мес.) их простаивания, что может быть почти совсем исключено при выемке слоя вкрест простиранию пласта.

2. Система горизонтальных слоев позволяет отрабатывать пласт почти без потерь. По данным маркшейдерского бюро шахты 3-3 бис потери в трех слоях составили 3,7%, что совершенно исключает возможность возникновения подземных пожаров.

3. Укладка закладки на место при помощи метательной закладочной машины ленточно-барабанного типа осуществляется достаточно хорошо. Машина бросает закладочный материал на 8—9 м, причем при этой длине подачи закладки ширина ленты не требуется более 1,5 м (в свету). Последнее характеризует вполне достаточную кучность полета материала. Как это очевидно, дальность полета закладки зависит от высоты слоя. Для достижения дальности полета в горизонтальной выработке, до 8—9 м, высота последней должна быть не менее трех метров.

4. Как это видно из рассмотрения цифр табл. 5, коэффициент заполнения выработанного пространства не превышал 0,6. Последнее дает основание полагать, что без ущерба для безопасности работ и полноты выемки, при отработке первого этажа, нет необходимости в горизонтальных слоях стремиться к полной подбуртовке слоя.

5. В результате проведения опытных работ на пласте Горелом технический отдел комбината Кузбассуголь получил возможность более решительно ориентироваться на применение этой системы. В частности, при пересмотре в июле 1939 г. плана ликвидации камерной системы бригадой комбината Кузбассуголь совместно с представителями трестов Сталинуголь, Прокопьевуголь и Кагановичуголь система горизонтальных слоев с выемкой в нисходящем порядке и с полной закладкой выработанного пространства принята на 8 выемочных участках.

Вместе с тем опытами было установлено, что технико-экономические показатели (производительность участка, производительность на занятого рабочего) по системе горизонтальных слоев значительно ниже, чем по другим системам с закладкой.

Это чрезвычайно важное обстоятельство заставляет нас пока систему рекомендовать только в ограниченной области применения, а именно на пластах особо мощных, от 10 м и выше, с углом падения от 35—40° до 90°, с углями рыхлыми, несвязными и неустойчивыми.

Для более эффективного применения системы мы рекомендуем в пределах нормального выемочного участка длиной по простиранию 250—300 м иметь в работе одновременно четыре столба, причем работа в столбах должна быть организована следующим образом: в одном столбе — выемка угля, во втором — укладка настила, в третьем — закладка выработанного пространства, в четвертом столбе — переход из слоя в слой.

Выемка в слое должна вестись вкрест простиранию пласта. Каждый столб должен обслуживаться отдельной породоспускной печью, расположенной в 10—15 м в почве пласта.

Все вышеуказанные мероприятия обеспечивают производительность участка порядка 8000—10000 т/мес.

Имея ввиду, с одной стороны, что применение системы в определенных условиях разработки вообще неизбежно, а также желая расширить диапазон применения системы, обладающей двумя крупными достоинствами — безопасностью и малыми потерями, институт решил добиться более высоких технико-экономических показателей по системе. С этой целью институт наметил для себя следующую программу действий:

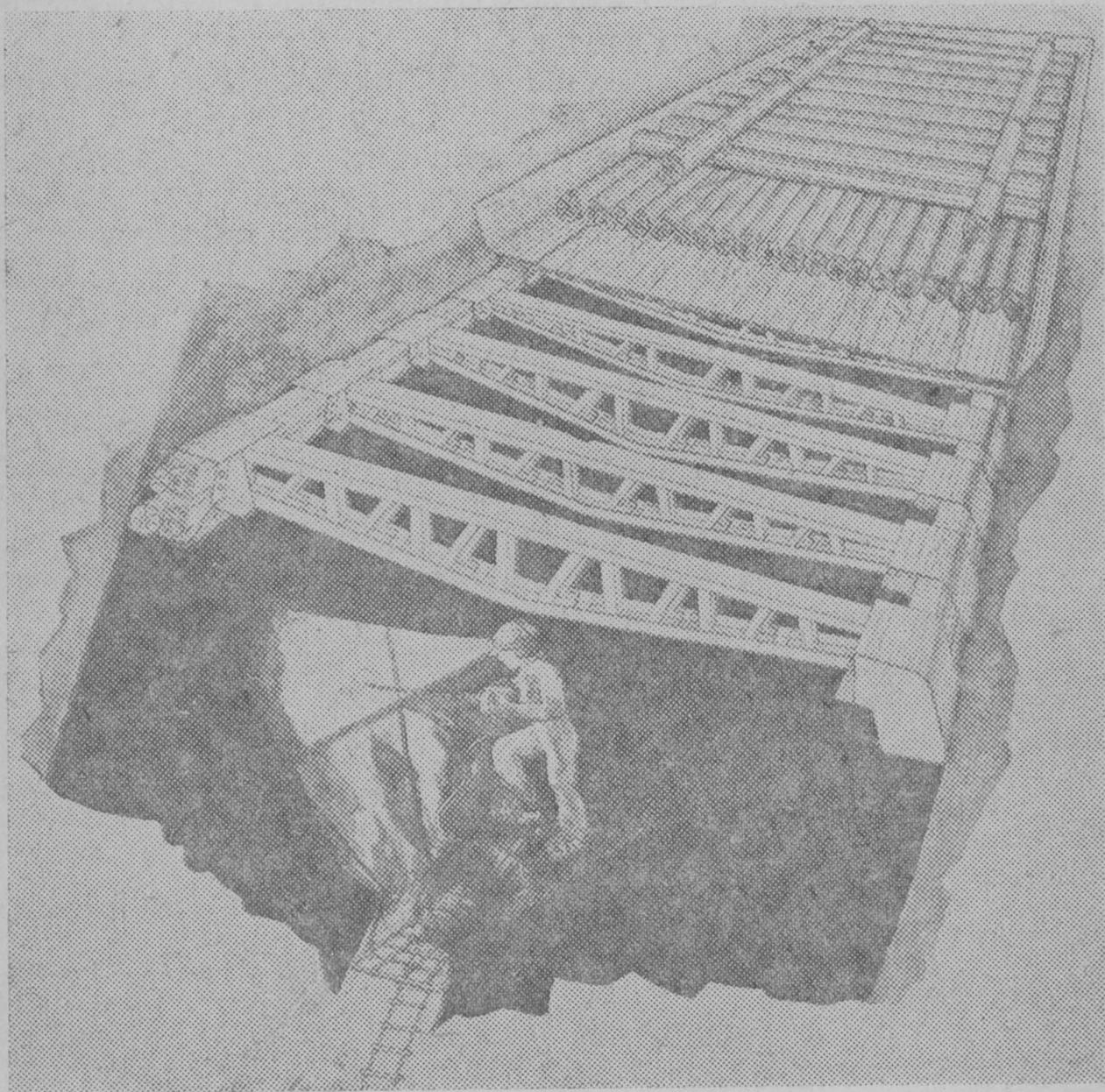
1. Радикально решить вопрос со спуском закладки по печи и питанием ленточного транспортера в месте разгрузки закладки из печи.
2. Спроектировать и построить легкий, удобный в переноске и укорачивании забойный ленточный транспортер, специально приспособленный для специфических условий работы в горизонтальных слоях.
3. Уменьшить вес и габариты ленточно-барабанной закладочной машины за счет замены отдельно стоящего мотора мотор-барабаном.

Правильное решение изложенных вопросов даст возможность этой системе разработки быть не только безопасной, безаварийной, но и высокопроизводительной.

ЩИТОВОЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОЕ КРЕПЛЕНИЕ

СУЩНОСТЬ СИСТЕМЫ ЩИТОВОГО КРЕПЛЕНИЯ

В числе новых технических решений вопроса разработки средней мощности крутопадающих пластов в Кузбассе имеется предложенная



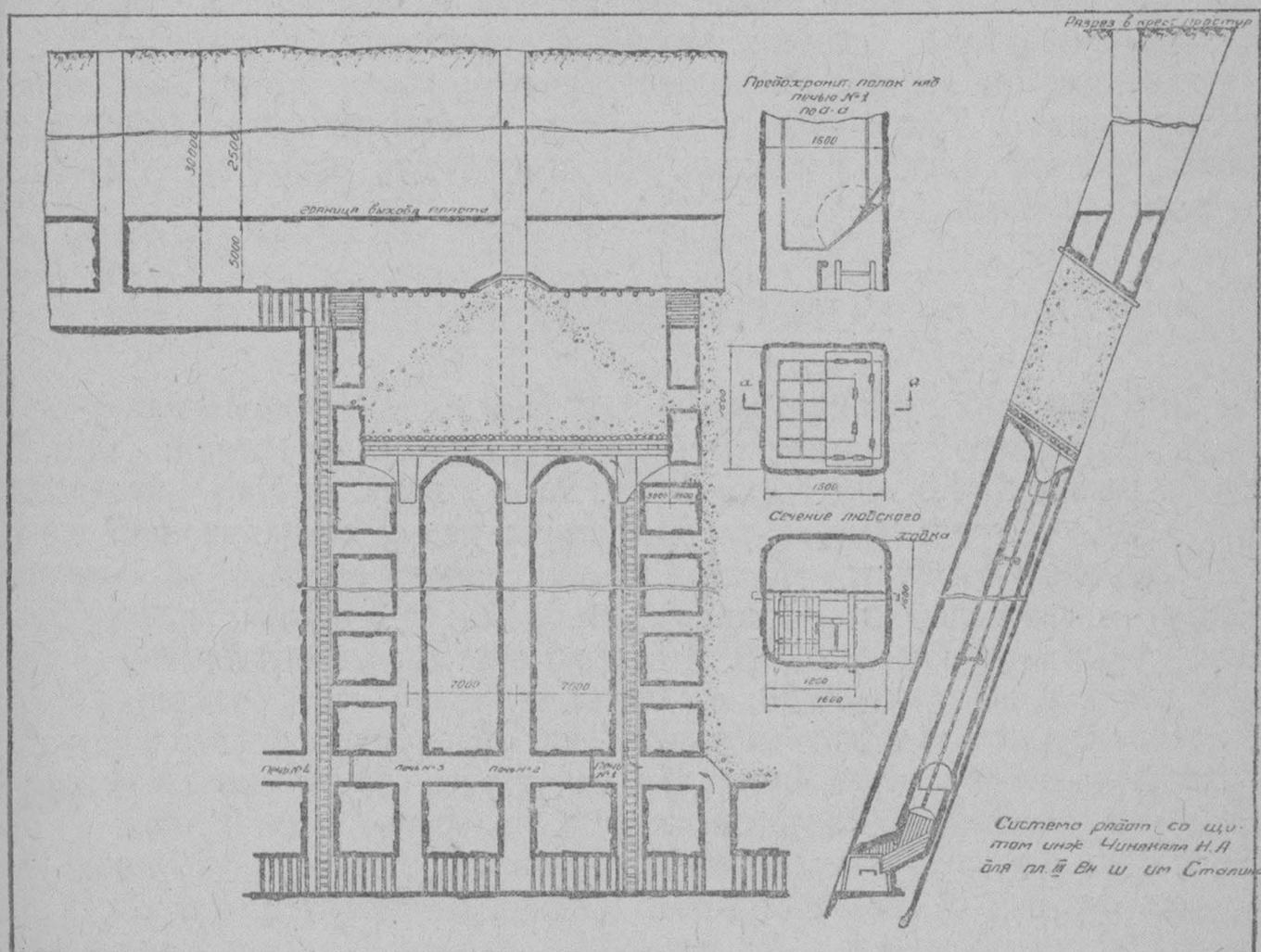
Фиг. 1.

автором система разработки со щитовым металлическим креплением, испытанная в продолжение последних двух лет на шахте им. Сталина в Прокопьевске.

Отличительной чертой системы и ее сущностью является металлический щит, укладываемый на обнаженную площадь угольного забоя и перемещающийся по падению пласта (см. фиг. 1).

Уголь под щитом выбирается и опускается по печам вниз, а щит, собственным весом и под влиянием силы тяжести породы, постепенно опускается следом за забоем, все время опираясь на целик угля и защищая рабочих, работающих под ним, от обрушающейся породы. Щит устанавливается по нормали относительно кровли и почвы пласта. Угол между щитом и горизонтом может быть допущен не свыше $+45^\circ$. По простиранию щит устанавливается горизонтально.

Для спуска угля на основной штрек проходятся печи или скважины диаметром 0,7—1,0 м на расстоянии 6—8 м одна от другой. Расстояние между печами определяется удобством выгрузки угля из-под щита. Очень важно, чтобы печи были пройдены по середине пласта, при этом условии щит, имея опоры в виде целиков угля у почвы и кровли, будет на них опираться и легко управляться путем подработки их.



Фиг. 2.

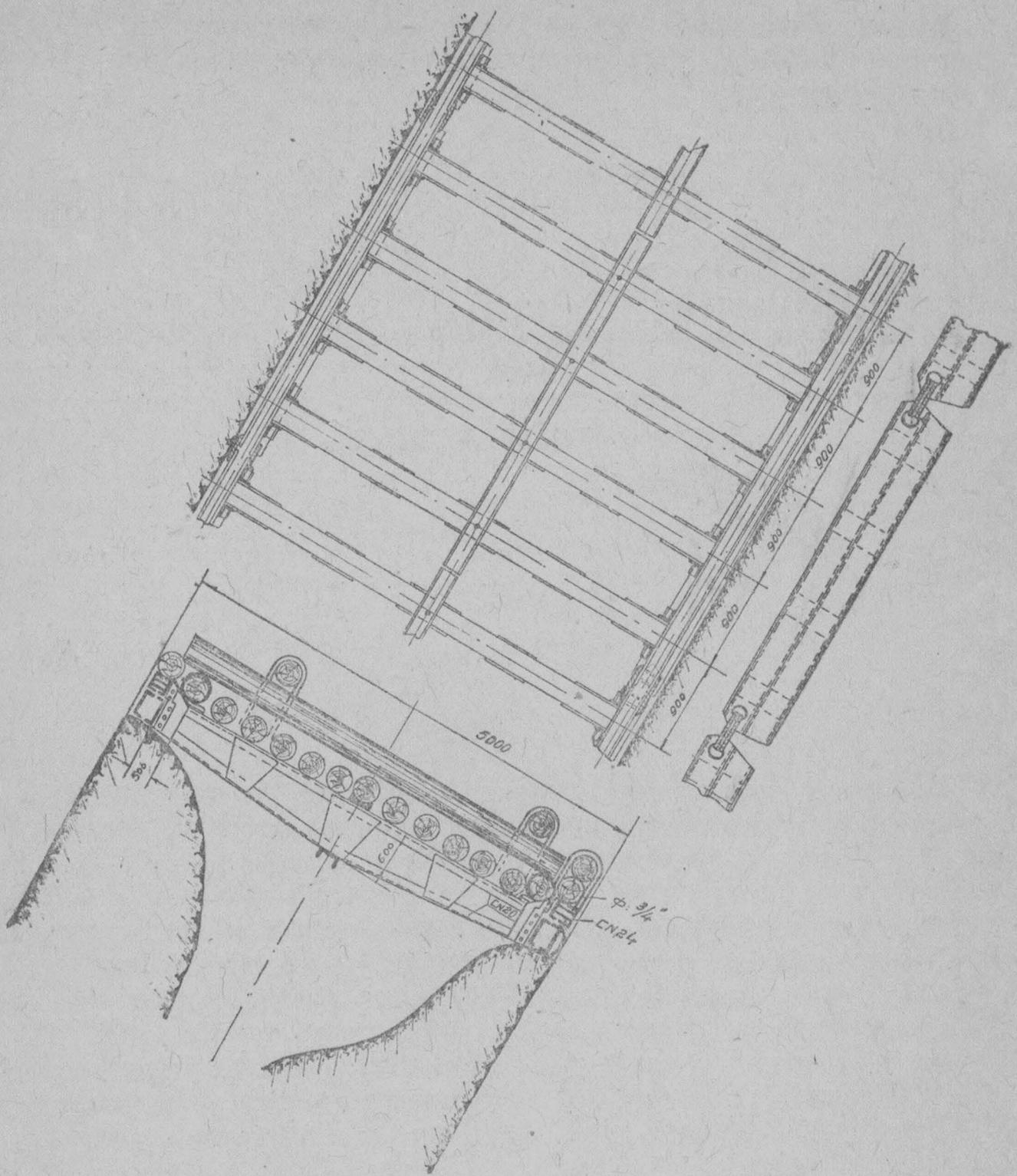
Из сказанного ясно вытекает, что щит предложенной конструкции движется только по падению. При помощи щитового крепления вынимается столб на всю высоту этажа (см. фиг. 2).

Когда щит дойдет до основного штрека, он может быть разобран и перенесен для того, чтобы вновь таким же способом отработать следующий соседний столб. Между столбами в этом случае оставляется небольшой предохранительный целик в 2 м по простиранию. Роль целика сводится к предохранению от проникновения обрушенных пород закладки со стороны старого столба в новый.

Размер вынимаемого столба по падению определяется высотой этажа. При щитовом креплении желательно иметь эту высоту возможно большей, т. к. непроизводительные операции по сборке и разборке щитового крепления остаются одинаковыми при разной высоте этажа и тем меньшим расходом ложатся на вынутый уголь, чем больше высота столба. Размеры потерь определяются размерами щита по простиранию и целиками, оставляемыми между столбами. При щите, имеющем по простиранию 25 м, и 2-метровом межстолбовом целике потери составляют 7,5%. Фактически же потери достигают 10—12%. С увеличением размеров столба по простиранию, т. е. с увеличением длины щита, размер потерь может соответственно снижаться. Важным показателем для всякой системы является выход угля из подготовительных и нарезных работ. При обычной высоте этажа выход угля из нарезных и подготовительных работ при системе щитового крепления составляет 10%, с увеличением же высоты этажа этот процент также может быть значительно снижен. Таким образом и в этом отношении желательно увеличивать высоту этажа, насколько это практически окажется возможным и целесообразным.

КОНСТРУКЦИЯ ЩИТА

Щит тяжелой конструкции в том виде, в каком применялся он в производственных условиях (см. фиг. 3), состоит из секций: крайние имеют размеры 4,5 м, средние 3,6 м. Размер щита вкrest простирания 5,0 м. В собранном виде, с учетом зазоров между секциями, щит имеет по простиранию 20 м. Каждая секция имеет верхнюю и нижнюю опору — сваренные из 4 швеллеров № 24. К опорам прикреплены поперечные фермы через 0,9 м. Поперечные фермы имеют верхний и нижний пояса из швеллеров № 20, соединенных между собой ребрами жесткости из листового железа толщиной 8 мм. Поперечные фермы верхней и нижней торцевой частью опираются на уступы опор и скреплены с последними уголками из листового железа, толщиной 8 мм. Уголки приварены к опорам, а с поперечными фермами скрепляются 5—19-миллиметровыми болтами с каждой стороны. Секции соединяются друг с другом вверху и внизу тросом — 22 мм. Трос пропускается в отверстие опор (4—5 витков) и концы его соединяются 3 жимками. Каждая секция имеет

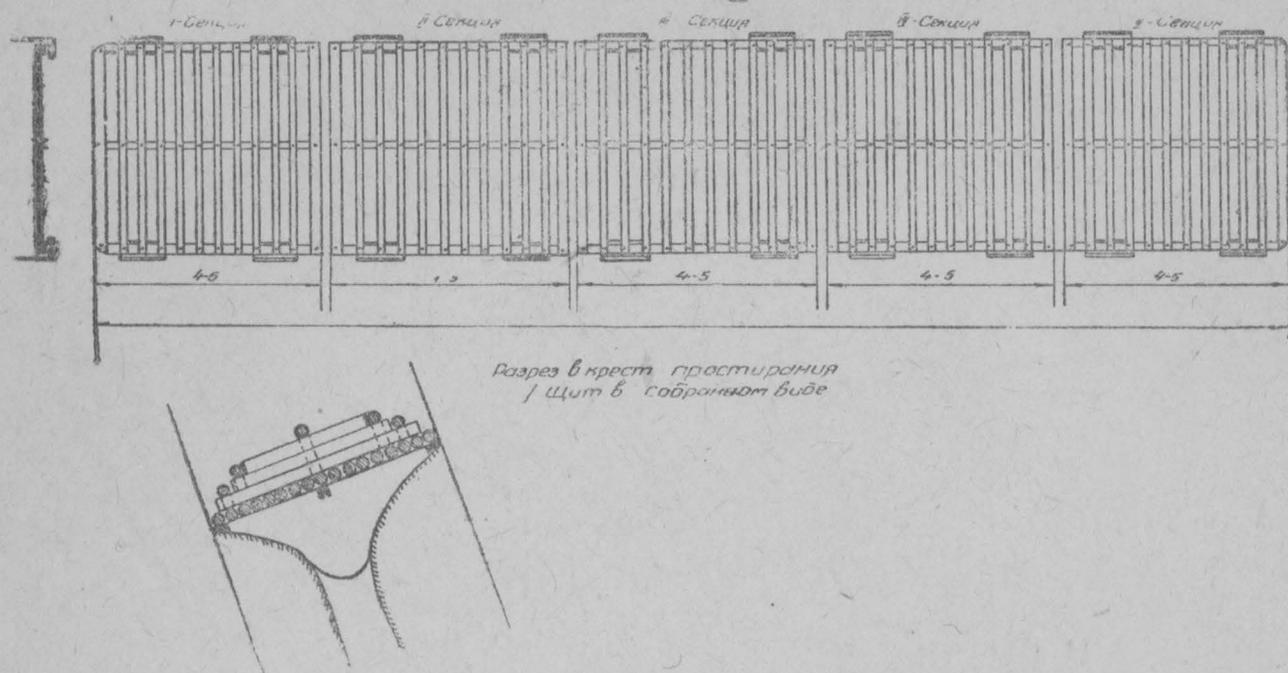


Фиг. 3.

вверху и внизу среднего пояса продольные швеллера № 20, которые связывают в продольном направлении поперечные фермы и предохраняют их от перекосов в этом направлении. Каждая секция имеет внизу по две салазки из листового железа толщиной 10 мм, приваренных к нижней опоре. Все опоры и поперечные фермы изготовлены при помощи электросварки и только соединение поперечных ферм с опорами, как уже указывалось выше, производится болтами, во время сборки в шахте.

Поверх металлической части щита устраивается в два ряда накатник

из бревен диаметром = 25 см; один ряд укладывается вдоль щита, а второй — поперек. Деревянная часть щита скрепляется с металлической хомутами.



Фиг. 4.

На фиг. 4 показан щит легкой конструкции. Он представляет собой металлическую решетку из швеллеров, соединенных в каждом узле болтом $\varnothing = 28$ мм, а в местах укрепления салазок $\varnothing = 32$ мм. Щит, имея 25 м по простираению, состоит из 5 секций размером 5 м \times 4,9 м каждая. Для обеспечения надежного передвижения и предохранения от задиранья кровли и почвы каждая секция имеет салазки из 10-миллиметрового листового железа вверху и внизу. Размер салазок по ширине 0,75 м. Секции соединяются между собою также тросами = 22 мм. Трос делает 4—5 витков и концы его соединяются жимками. Две соседние секции соединялись таким способом в трех местах: вверху, внизу и по середине. Конструкция легкого щита очень проста, легко изготовляется и собирается в шахте.

Недостатком этой конструкции является то, что она дает значительный прогиб по середине в зависимости от прогиба, который дает накатник. Разница между тяжелой и легкой конструкцией заключается в том, что в тяжелой конструкции расчет ведется на металлическую часть щита, а в легкой на накатник, поэтому в легкой конструкции накатник укладывался в 4 ряда, из которых 1 ряд продольный и 3 ряда поперечных. Скрепление накатника с металлической частью щита производилось тросом = 6 мм — 8 мм, пропускавшимся снизу, одновременно с укладкой накатника. После укладки накатника концы троса соединялись вверху и закручивались. Недостатком такого скрепления является то, что породы раздавливают дерево, при помощи которого производится закрутка, и скрепление расстраивается.

ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАСТА

Для того, чтобы подвергнуть опытную конструкцию щита более длительному испытанию, необходимо было иметь поле, имеющее возможно большие размеры по восстанию. Этому условию в большей мере удовлетворяло поле V складки шахты имени тов. Сталина, пласт 3 Внутренний, имеющий мощность 5 м (1-й участок шахты).

По данным горных работ мощность пласта на первом участке колеблется от 4,1 до 5,2 м и в среднем может быть равной 4,87 м.

В общем пласт представлен углем средней крепости, разбитым густой серией трещин эндо-и экзокливажа. Уголь по наслоению отслаивается легко. Непосредственной почвой пласта является слой трещиноватого аргиллита, мощностью 0,50—0,60 м. Стратиграфически ниже аргиллита залегает мощный слой довольно крепкого песчаника. В кровле пласта залегает глинистый сланец, мощностью 0,25—0,40 м. Кровля пласта неустойчива. Выше глинистых сланцев залегает метровый слой песчаника, за которым идет слой аргиллита, а затем опять мощный слой песчаника.

ВЕНТИЛЯЦИЯ И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

Под щитом размером 25 м по простиранию проводится 3 печи для спуска угля и вентиляции. Четвертая печь проводится в целиках и соединяется с печью под щитом просеками через каждые 5—6 м. Вторым выходом служит противоположная крайняя печь, которая одновременно служит и для спуска угля. Обычно вторым выходом не приходится пользоваться, так как хорошо оборудованная печь в целике позволяет из-под щита спуститься на основной штрек и подняться на вентиляционный. Второй выход может понадобиться только в аварийных случаях, поэтому к его оборудованию можно предъявлять несколько иные требования. Можно навесить гибкую металлическую лестницу, всегда находящуюся в печи и укорачивающуюся по мере опускания щита, что и осуществлялось на практике; можно устроить в печи два отделения: одно для угля, другое для передвижения людей. Или, наконец, оборудовать запасный выход подъемником, пуск которого возможен из-под щита и с основного штрека.

Воздух с основного штрека поступает в крайнюю печь, по ней поднимается под щит, пройдя под которым, поступает в сбойку, соединяющую щит с ходовой печью — в целике и по последней поднимается вверх на вентиляционный штрек.

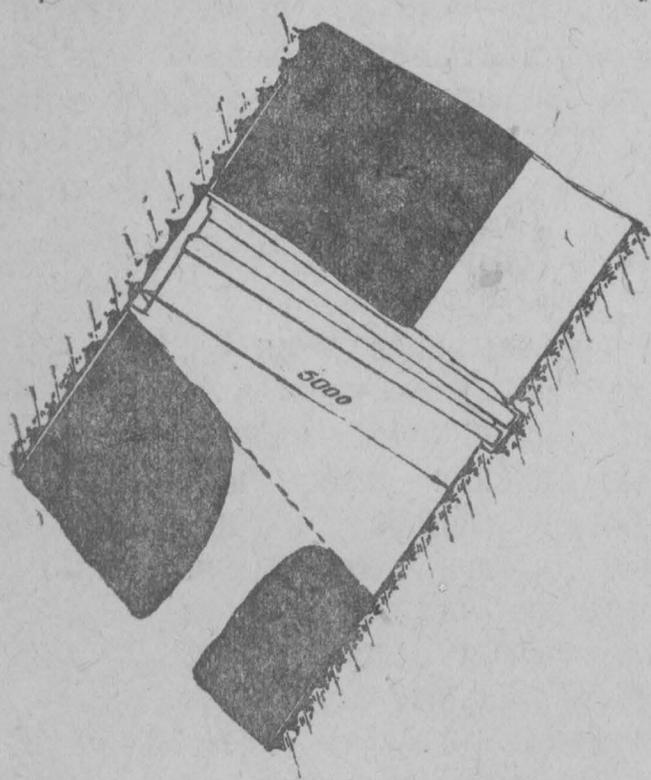
Для предохранения от падения людей в печи последние перекрываются решетками, подвешенными к щиту и опускающимися вместе с последним. Решетка служит также и для того, чтобы при разбуривании воронок рабочие могли, стоя на них, безопасно вести работу. Для удобства передвижения людей под щитом вдоль его прикрепляется трос,

держась за который можно легко переходить через печи, особенно когда они разделены в виде большой воронки.

В каждой печи подвешивается к щиту гибкая металлическая лестница, позволяющая рабочим свободно спускаться на решетки и подниматься обратно. Эти же лестницы позволяют сообщаться с нижележащими сбойками и таким образом обеспечивают сообщение с выходами из-под щита.

СБОРКА ЩИТА

Для того чтобы собрать щит, необходимо в верхнем вентиляционном нитреке или на границе годного угля сделать первоначальную рассечку. Положение рассечки в пласте и способ крепления показаны на фиг. 5. Верхняк и потолочина ставится в зуб так, как обычно у бортовых кругов в лавах.



Фиг. 5. Крепление первоначальной рассечки

На лежащей стороне делается лунка, распорная стойка также вставляется в лунку и загоняется в загон. Рамы ставятся через 0,7 м одна от другой по простиранию и верх забирается затяжками.

Под защитой такого крепления возможно свободно вести монтаж металлической части щита и производить укладку накатника.

При первоначальной сборке детали щита спускались по наклонной печи, пройденной до поверхности.

Сборка и перемещение отдельных деталей производились при помощи ручной полутонной лебедки и двух талей. Тали подвешивались к кругам, при помощи которых крепились лоб забоя, продольная опора, захваченная с обоих концов, поднималась в требуемое положение, после чего по концам секции укладывались поперечные фермы и таким путем связывались вначале, как бы основная рама, и затем укладывались и все остальные фермы. Одновременно производилось сбалчивание. При хорошей подготовке рабочего места бригада из 6 человек за смену собирала тяжелую секцию. При укладке опор между секциями оставался зазор 100—200 мм для того, чтобы секции соприкасались между собою не торцами опор, а торцами накатника. Накатник необходим для того, чтобы через щит не просыпалась и не попадала в уголь мелкая закладка. Сначала металлическая часть щита была перекрыта тесом толщиной 20—25 мм. Поверх теса был уложен в один ряд продольный накатник, причем в каждой секции перед началом укладки внизу были уложены опор-

ные лесины (0,35 м), имевшие паз для укладки поперечного накатника. Накатник скреплялся с металлической частью тросом $\varnothing=10$ мм.

ПРОВЕДЕНИЕ РАБОТ

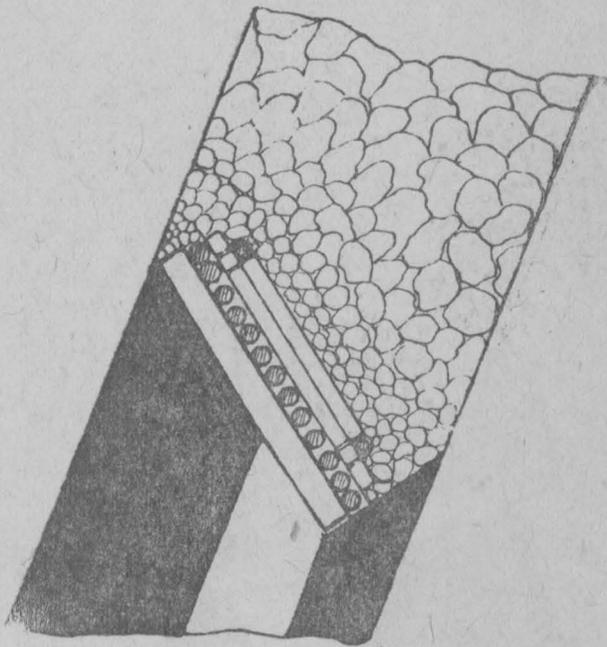
В начале работы со щитом были установлены два электрических молотка. Молотки работали хорошо, но, надо сказать, что работа с молотками представляла некоторую опасность, особенно при выемке верхнего целика над печами, когда целик нажат щитом. При выемке нижних зажатых целиков угля были случаи зажима пики молотка. В последующих конструкциях щита предусматриваются такие приспособления, которые бы позволили вести выемку угля отбойными молотками в полной безопасности.

В нормальных условиях, т. е. тогда, когда печи пройдены в середине пласта, когда поле не изрезано старыми выработками и когда штреки и печи не раскумплены, управление щитом не представляет ничего сложного и очень быстро усваивается рабочими. Более трудным становится управление тогда, когда встречаются нарушения, когда прочных целиков, на которые должен ложиться щит, нет, и когда он устанавливается более круто, чем следует.

Наблюдениями установлено, что когда щит расположен перпендикулярно к мощности пласта, он совершенно не отходит от лежащей стороны пласта. Но как только пласт уменьшает свою мощность и щит приобретает большой наклон, он начинает легче отходить от лежащей стороны, особенно при неправильном ведении работ. Очевидно, большую роль играют размер и формы опор, причем, видимо, для различных условий размер и формы опор будут отличаться друг от друга.

При данной конструкции происходившие явления иллюстрируются фиг. 6.

Часть опоры, прилегающая к почве, имеет широкую площадь соприкосновения с ней. При наличии крепкого прослойка угля раздавливания его не происходит и опора отжимает уголь по направлению к проходу, находящемуся в средней части пласта. Особенно такие случаи возможны, когда щит сразу опускается на 1 м и больше. Тогда с разгона он может отойти от почвы, что вызовет задержки в работе и потребует дополнительной затраты времени и сил по приведению щита в нормальное положение.



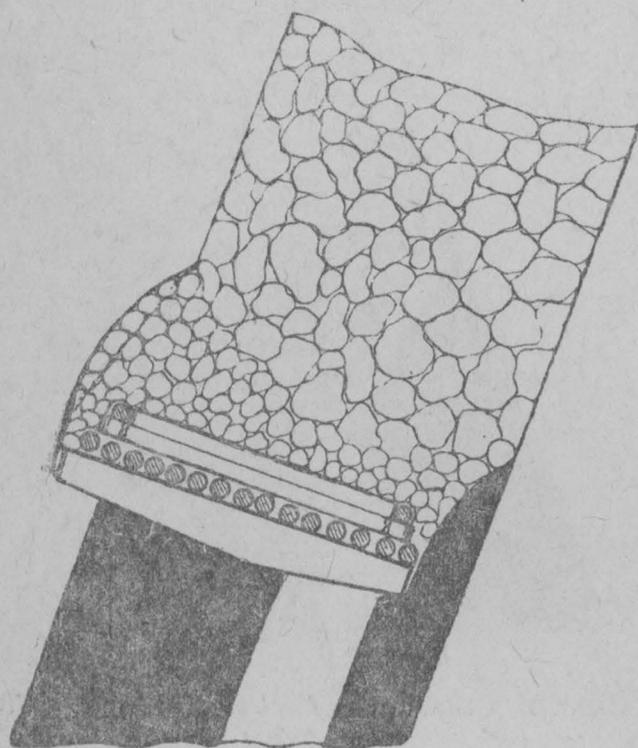
Фиг. 6. Положение щита после пуска закладки

Такие случаи встречались на практике тогда, когда против печей не было целиков по лежачей стороне пласта.

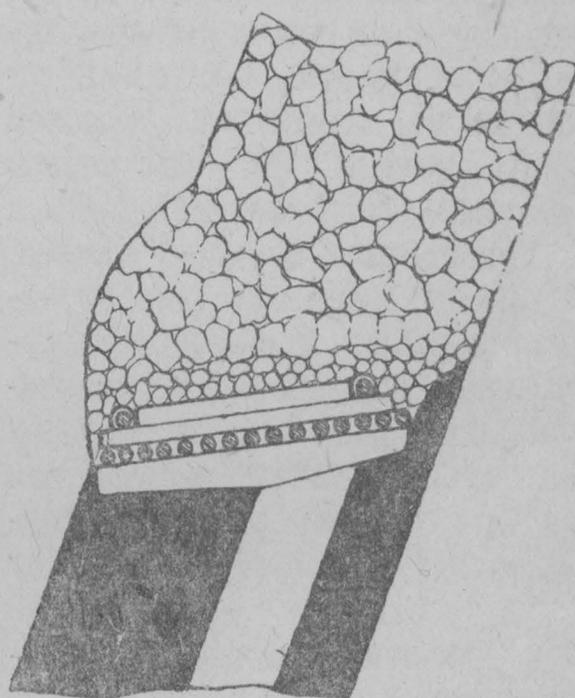
Для посадки щита на почву пласта применялись следующие способы:

1. Забой выравнивался так, чтобы по середине его не было ослабленной части пласта и, таким образом, исключена возможность отжима угля опорой к середине пласта. Затем уголь выбирался в виде канавы по лежачей части пласта участками с таким расчетом, чтобы щит лежал на целичках угля, оставившихся по простиранию через 2 м под нижними опорами. После подготовки производилась отпалка целиков и щит вынужден был двигаться туда, где вынут уголь, и ложился на почву пласта. Такой способ можно применять почти всегда, когда имеется неразрушенный нижний целик.

В практике были случаи посадки щита на лежачую сторону, когда такой опоры не было и имелось опасение, что закладка, находившаяся на щите, может прорваться между щитом и почвой пласта. Тогда посадка щита производилась иным способом. В таком случае подпалку породы вели у кровли под щитом, верхняя часть щита опускалась вниз до тех пор, пока не вышла из породы и не легла на уголь (см. фиг. 7, 8, 9), после чего отпаливали уголь у почвы пласта, и щит, опускаясь, пришел в нормальное положение и сел на почву пласта.



Фиг. 7. Промежуточное положение щита при посадке на почву пласта

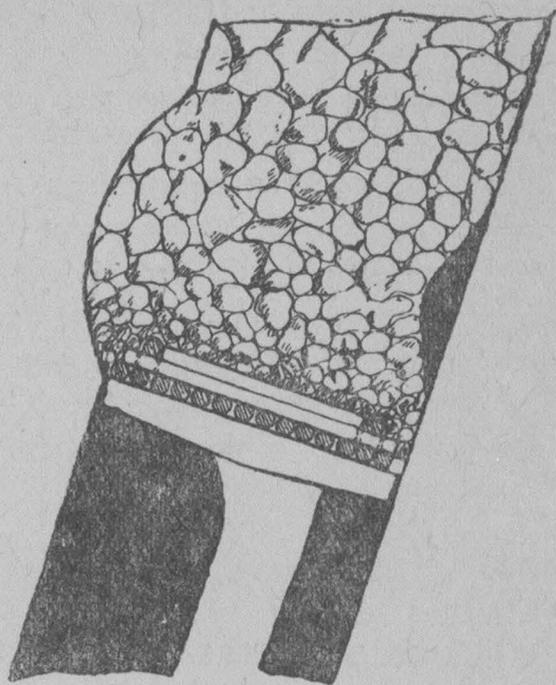


Фиг. 8. Конечное положение верха щита при посадке на почву пласта

Надо отметить, что когда начали производить подпалку у кровли пласта, щит опирался верхним концом на выступы породы и во время этой операции получил значительные деформации, но поставленная цель была достигнута, и дальше щит продолжал работать нормально.

При неравномерной выемке угля секции щита занимали разнообраз-

ные положения, происходили значительные перекосы их, причем были случаи разрывов троса, связывающего отдельные секции между собою, так как трос был старый, местами имел много порванных проволок. Во время разрывов тросов секции расходились и создавалась опасность прорыва породы между секциями. Чтобы связать секции вновь, их необходимо было поставить в нормальное положение. Достигалось это тем, что выемка угля велась в обратной последовательности. Когда секции сходились, их вновь соединяли тросом и работу продолжали дальше.

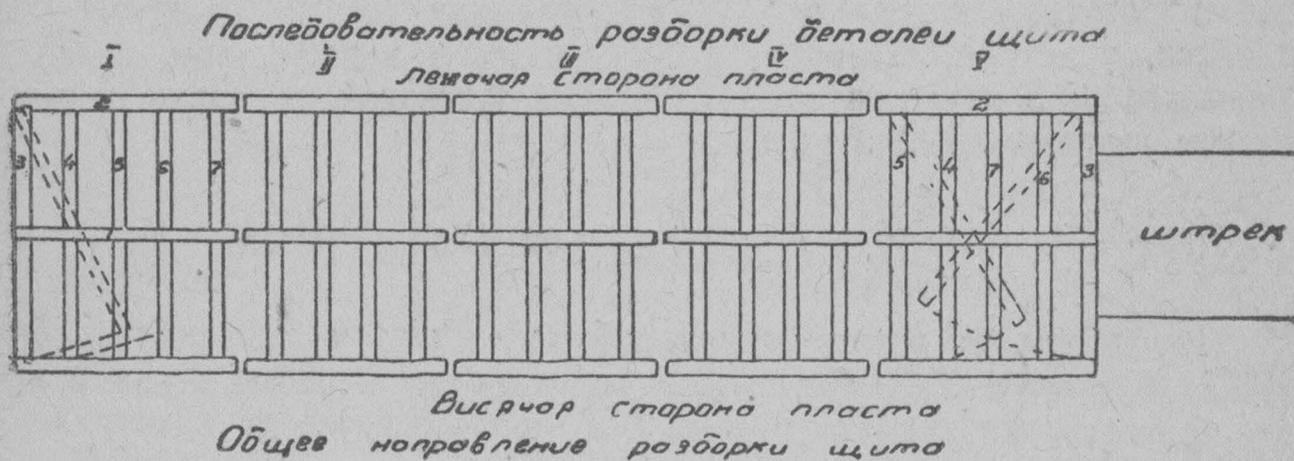


Фиг. 9. Конечное положение щита при посадке на почву

Разборка щита производилась на горизонте + 5 м. Для того, чтобы иметь возможность произвести ремонт, щит был остановлен за 1 м до того уровня, на котором было намечено производить разборку. Площадка была подготовлена путем выемки и засыпки штрека углем.

Печи, по которым спускался уголь во время работы, были перекрыты. Останавливать щит за 1 м до того уровня, на котором намечено было производить разборку, необходимо было для того, чтобы можно было опустить металлическую часть щита после того, как под накатник будут поставлены стойки и деревянная часть щита будет оставаться на месте.

Разборка начиналась с южной стороны от завала и велась последовательно, деталь за деталью, по направлению к противоположному концу щита. На фиг. 10 цифрами показана последовательность разборки отдельных деталей.



Фиг. 10.

В процессе опускания щита, при отсутствии необходимого опыта управления щитом, в конструкции щита произошли серьезные поврежде-

За передовую технику. 5.

ния (уголки, приваренные к опорам и удерживающие поперечные фермы, начали в углах давать трещины). Решено было щит разобрать, произвести необходимые переделки и ремонт и вновь его собрать, оставив между старой и новой закладкой целик 3,5 м по высоте.

Вторично щит после разборки был пущен в работу 25 октября и дошел до низа 5 декабря 1938 г., пройдя всего 61 м по падению.

Щит легкой конструкции, состоящий из 5 секций, был собран в соседнем, рядом расположенном столбе 10 декабря 1938 г., и к 18 января 1939 г. прошел 71 м за 38 рабочих дней. Последняя сборка щита, 25 м по простиранию, была произведена в мае 1939 г. Щит за месяц прошел 52 м. Высота этажа в этом месте была меньше, так как верхний горизонт был выработан раньше. В настоящее время вынимается девятый столб с начала опытов.

ЗАКЛАДКА ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Вопрос о закладке при работе со щитами решается в зависимости от конкретной обстановки. Сама по себе работа со щитом требует устройства достаточной подушки из породы, для предохранения щита от ударов при обрушении вышележащих пород. При разработке нижележащих горизонтов обрушение вышележащих целиков угля нежелательно, так как это может послужить причиной пожаров, поэтому вопрос о закладке является чрезвычайно серьезным и подлежит разрешению одновременно с разрешением проблемы работы со щитами.

При проведении опытов со щитом от границы годного угля проведена одна закладочная печь в середине столба, имевшая по наклону 45 м. По этой печи подавалась закладка, она же служила и для спуска деталей щита и накатника. Чтобы закладка лучше заполняла верхние углы столба, рассечка в середине столба проводилась с небольшим подъемом от границ столба. Закладка располагалась конусом, причем вследствие того, что закладочный материал во время движения щита все время встряхивался, уголь естественного откоса оказался меньше, чем обычно. До горизонта + 5 м работа велась с полной закладкой, и дальше — с перекусом вышележащей закладки.

ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ

Все работы во время опытов работы со щитом выполнялись бригадой из 6 человек и только в отдельные короткие периоды к ним придавались слесаря для ремонта и сборки, а также рабочие по спуску лесоматериалов и тяжелых деталей.

Работы по выемке угля велись, как обычно, в 3 смены; в забой в каждую смену посылались по 2 человека, причем взрывник обслуживал одновременно либо два щита, либо щит и диагональный забой на пласте IV Внутреннем, либо щит и нарезные работы.

Результаты работы с начала опытов

Показатели	Щит № 1	Щит № 2	Щит № 3	Щит № 4	Щит № 5 (предвар. сведения)
1	2	3	4	5	6
Место работы: Трест	Каганович- уголь	Сталин- уголь	Сталин- уголь	Сталин- уголь	Сталин- уголь
Шахта	№ 3	Шахта им. Ста- лина	Шахта им. Ста- лина	Шахта им. Ста- лина	Шахта им. Ста- лина
Пласт	II Внутр.	III Внут.	III Внут.	III Внут.	III Внут.
Угол падения		63°	65°	65°	65—70°
Мощность пласта		5 м	4,1—5,2	4,5—5,0	4,8—5,0
Тип щита	Легкий	Легкий	Тяжел.	Легкий	Легкий
Длина щита	20 м	20 м	20 м	20 м	25 м
Число секций	Нет	Нет	4	5	5
Вес щита		7500 кг	17590 кг	8574 кг	12350 кг
Стоимость щита		7,300	11500	6497	8400
Пройдено щитом	11,5 м	25,5 м	61 м	71 м	46 м
Добыто угля всего	1400 т	3060 т	7950 т	7500 т	7407 т
Среднемесячная добыча	1850	2680	4800	5700	7000
Всего затрачено, включая монтаж и рассечку пласта	218	362	670	550	451
Производ. на выходах по забою	6,5 т	8,45 т	10,45 т	13,6 т	16,4 т
Расход леса на выемку стойба	60 м³	72 м³	66 м³	80 м³	106 м³
Прямая зарплата рабоч. на 1 тонну	—	—	1—70	1 р. 43 к.	95 к.

Число затраченных упряжек на доставку леса, на крепление, на рас-
сечку, доставку и сборку щита и изготовление щита, по сравнению с
числом затрачиваемых смен на доставку леса и крепление по системам
лав и наклонных слоев, значительно меньше.

Так, расход рабсилы на крепление в столбе, размером 5 м × 20 м
× 70 м, составляет:

по системе лав — 634 смен, по системам наклонных слоев — 982
смены, по щиту тяжелой конструкции — 420 смен, по щиту легкой кон-
струкции — 294 смены. При щитовой добыче подсчитаны смены на рас-
сечку пласта, доставку, сборку и разборку щита.

Разительные результаты имеются также в производительности труда.
В то время как на шахте имени товарища Сталина производительность
по забою колеблется от 3,3 до 3,9 тонны на смену, в работе со щитом
производительность по забою на смену в последней закладке щита дости-
гает 18,4 тонны.

ОБЩИЕ ВЫВОДЫ ПО ЩИТАМ

Система работы со щитом прежде всего удовлетворяет требование в
отношении безопасности работ. Рабочие во время работы имеют под но-
гами целик угля, над головой щит; кровля и почва обнажаются на не-

больших участках и на короткий срок; печи постоянно перекрыты решетками, подвешенными к щиту. Все это гарантирует от несчастных случаев больше, чем при другой любой системе горных работ.

Потери угля в первых опытах не превышают 10—12%, а в последующей работе имеется возможность снизить их до 2—5%. Это делает систему наиболее безопасной в пожарном отношении.

Работа со щитом позволяет строго разделить операции на выемке угля, обеспечить широкий фронт работ. Рабочему по добыче не надо думать о том, доставили ли лес в забой, закрепили ли вынуженное пространство, не выбило ли после взрывания угля крепь и т. д.

Кровля и почва обнажаются на небольших участках и на короткий срок, порода не успевает отстывать, это гарантирует от загрязнения угля породой и, следовательно, обеспечивает получение более чистого угля.

Имеется возможность отказаться от применения в очистных работах взрывчатых веществ и применить отбойные молотки или другой вид механизации.

Открывается возможность увеличения высоты этажа до 100—150 м, что позволит, одновременно с дальнейшим увеличением производительности рабочих, уменьшить капитальные затраты на подготовку новых горизонтов.

Расход лесных материалов уменьшается в 5—6 раз.

Полученные результаты на практике позволили поставить вопрос о расширении области применения щитов. Сейчас начаты опыты по применению щитов на пластах сложных, с прослойком между пачками угля и пластах, имеющих мощность 9 м. Решать задачу отработки сложного пласта намечено путем одновременной выемки обеих пачек двумя щитами, оставлением прослойка породы не тронутым.

II

УПРАВЛЕНИЕ КРОВЛЕЙ

МЕТАЛЛИЧЕСКОЕ КРЕПЛЕНИЕ ДЛЯ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ И НАКЛОННЫХ ПЛАСТОВ КУЗБАССА

ЗНАЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КРЕПЛЕНИЯ

Крепление очистных забоев в Кузбассе и других угольных бассейнах Востока производится деревом. Крепление деревом, с точки зрения современной техники, представляет способ несовершенный и неэффективный. При креплении деревом не достигается надежная защита рабочего пространства. Недостаточная прочность деревянного крепления нередко приводит к местным обрушениям, а иногда и к полным завалам.

Отсталость техники крепления от техники других, теперь механизированных процессов угледобычи привела к такому техническому несоответствию, в силу которого крепление стало узким местом в дальнейшем росте производительности труда. Поэтому одной из больших задач комплексной механизации является переход на металлическое крепление.

С внедрением металлического крепления мы сильно отстали от передовых капиталистических стран. По последним статистическим данным (на конец июня 1937 г.) общее количество металлических стоек в английской каменноугольной промышленности было 499214 штук, а металлических прокладок, затяжек и прочее — 366430 штук. По тем же данным 9025 км, или 46,6% общей длины закрепленных откаточных штреков, было оборудовано металлическими арками или перекладами, причем только на арочное крепление приходилось 4680 км.

В Германии в шахтах находится больше миллиона металлических стоек.

У нас в Донбассе, металлические стойки начали применять лишь в 1938 г. и в настоящее время имеется ряд шахт, почти полностью перешедших на металлическое крепление.

Начиная с 1939 г., металлическое крепление вводится также на шахтах Кузбасса. Согласно приказа наркома Л. М. Кагановича уже в этом году должны быть введены металлические стойки на всех шахтах треста Ленинуголь и на некоторых шахтах треста Молотовуголь.

Задача угольщиков заключается в скорейшей реализации этого приказа наркома, что поднимет технический уровень наших шахт на новую высоту.

ОСНОВНЫЕ ПРЕИМУЩЕСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КРЕПЛЕНИЯ

Внедрение металлических стоек, даже при оставлении деревянных верхняков и затяжек, дает большую экономию на креплении. Эта экономия складывается из сокращения расходов на лесоматериалы, лесодоставку, крепление и извлечение стоек. Производительность при подбивке металлических стоек выше, чем при деревянных стойках, благодаря исключению процесса обрубки конца стойки и применению в одной лаве нескольких размеров стоек при условии меняющейся мощности пластов. В Англии, а также у нас в Донбассе, применяют стойки до 3 размеров в одной лаве без каких-либо особых затруднений.

По мере освоения металлических стоек и перехода на металлические переклады и затяжки плотность крепления в лаве обычно уменьшают как за счет исключения вспомогательных стоек, применяемых для усиления крепления, так и за счет уменьшения количества стоек в специальном креплении. Так, например, при работе с обрушением органка заменяется небольшим количеством добавочных к обычному забойщицкому креплению стоек по линии обрушения, а при частичном обрушении на маломощных пластах посадку делают даже без специального крепления.

В последнее время наметилась тенденция использовать стойки для поддержания переднего и заднего переклада (например, в конструкции стоек, применяемых на руднике Беринген в Бельгии, на руднике Олмертон в Англии, в последней полуконтактной крепи английского изобретателя Вальтера Сильвестра и др.), что возможно благодаря большей прочности металлических стоек по сравнению с деревянными.

В итоге экономия по затратам на крепление, включая лесоматериалы, получается порядка рубля на тонну добычи.

Выбойка металлических стоек в настоящее время не представляет особых затруднений. Легкость выбойки простых стоек достигается за счет правильного выбора способа управления кровлей, сокращения до возможного минимума ширины рабочего пространства, правильного выбора конструкции стоек, с обеспечением податливости в пределах опусканий кровли, и нормального подвигания забоя при соблюдении установленных норм для ведения горных работ. В более трудных условиях применяют более сложные конструкции стоек, приспособленных для легкого извлечения. Имеется ряд приспособлений для облегчения выбойки простых стоек в виде талей, натяжных устройств и пр. Наконец, применяют и групповое извлечение стоек электрическими, либо пневматическими лебедками.

Главными преимуществами металлического крепления по сравнению с деревянным являются: его большая прочность, жесткость и податли-

вость. Эти три показателя находятся в руках проектировщика и могут изменяться в соответствии с техническими условиями. Тем самым достигаются такие свойства крепления, которые недостижимы при креплении деревом. Уже одно только свойство однородности, или точнее, однородного податливого сопротивления, приводит к равномерному распределению нагрузки на крепление, а следовательно и реакции крепления на почву и кровлю. Это дает, с одной стороны, наивыгоднейшее использование материала, из которого строится крепление, а с другой стороны, предохраняет кровлю и почву от излишнего образования трещин.

Благодаря высоким нагрузочным свойствам металлическое крепление не только эффективнее при всяком способе управления кровлей, но, в некоторых случаях, расширяет возможности в выборе способов управления кровлей, позволяя, например, работать с полным обрушением там, где деревянное крепление не давало достаточно прочного органичного ряда и т. д. Конечно, принимая во внимание, что поведение мощной монолитной кровли регулируется в основном с помощью закладки и что сопротивление крепления часто ограничивается прочностью непосредственной кровли и почвы — роль металлического крепления на его современной стадии развития не должна переоцениваться. Но при правильном выборе способа управления кровлей роль металлического крепления огромна, так как оно создает вполне надежную защиту рабочего пространства с гарантией от обрушений и завалов.

Достаточно сослаться на статистические данные по несчастным случаям из заграничной практики, которые показывают, что при металлическом креплении число несчастных случаев, как легких, так и тяжелых, уменьшается в 2,5—3 раза. Отмечается, кроме того, что при металлическом креплении, рабочие не уходят из забоя при периодических давлениях и при посадке кровли, а остаются на месте работы.

Высокое и достаточно жесткое сопротивление металлического крепления, при своевременном его возведении, приводит к меньшим опусканиям кровли над рабочим пространством. Это дает возможность выкладывать породные полосы на большую высоту, а следовательно и с большим эффектом. Такое совместное действие крепления и закладки позволяет держать опускание кровли над рабочим пространством ниже того критического предела, с которым связано начало интенсивного образования трещин. Достижение такого эффекта сразу же сказывается на получении устойчивой и вполне безопасной кровли, на уменьшении зольности угля, на увеличении выхода крупнокусковатого угля и т. д. Благодаря меньшей плотности крепления и большей высоте в рабочем пространстве получается необходимый простор для работы людей и машин, что оказывает благотворное влияние на производительность труда по всем профессиям, задалживаемым в забое.

Огромна также организующая роль металлического крепления, которое приучает к неуклонному соблюдению основных правил ведения горных работ, к своевременному возведению хорошей закладки, к своевременному креплению и извлечению металлических стоек, к порядку в

установке крепления, к систематическому подвиганию забоев, к четкости, системе и дисциплине.

В итоге влияние металлического крепления уходит далеко за пределы непосредственного улучшения в поддержании необходимого рабочего пространства и оказывает огромное революционизирующее действие на весь технологический процесс в забое.

ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОМУ КРЕПЛЕНИЮ

На крепление в очистном забое возлагаются в основном режущие, поддерживающие и защитные функции, понимая под последними защиту рабочего пространства от прорыва кусков породы. Перечисленные функции крепи относятся к основным рабочим функциям.

Кроме них имеют большое значение и вспомогательные функции, к выполнению которых крепь должна быть приспособлена для того, чтобы удобно было производить перестановку крепи. Они сводятся к следующим.

1. Приспособление к выработке (по мощности пласта, углу падения).
2. Постановка под давление.
3. Освобождение из-под давления.
4. Извлечение из выработанного пространства или передвижка.

В различных естественных условиях, при различных способах выемки и управления кровлей, в зависимости от технических средств выемки и конструкции самой крепи, складываются и необходимые требования к крепи. С точки зрения наиболее простого решения вопросов, связанных с металлическим креплением, наилучшим будет такое сочетание упомянутых факторов, которое либо снимает с крепления некоторую часть основных и вспомогательных функций, либо облегчает их и упрощает.

Как легко проследить на истории развития крепления, в этом направлении уже достигнуты большие успехи. Стремление к уменьшению и облегчению основных рабочих функций крепления выразилось в последовательном проведении принципа «не держать лишнего», т. е. не держать лишнего веса и не поддерживать лишнего пространства. В этом аспекте работы с закладкой полной и частичной, частичное и полное обрушение разгружают режущие, либо поддерживающие функции крепления, облегчая тем самым и его конструкцию. Отсюда же стремление поддерживать минимальную ширину рабочего пространства, увеличивать скорость подвигания забоя и своевременно переносить крепление.

Сама крепь в очистном забое устраивается таким образом, чтобы излишний вес кровли перекладывался на окружающие выработку целики, закладку и обрушающуюся в завале породу через оставшиеся в кровле непотерянными плоскости сцепления. С точки зрения современных знаний о непрерывном течении процесса сближения боковых пород при очистной выемке стремление в полном удержании пород в их первоначальном положении лишено реального смысла. Поэтому крепление при

очистной выемке длинными лавами для наиболее часто встречающихся условий должно устраиваться так, чтобы оно оказывало податливое сопротивление, независимо от того, ведутся ли работы с закладкой или с обрушением. Правда, податливость не всегда должна устраиваться в самой крепи. Часто податливость достигается за счет пластической деформации боковых пород под крепью. Этот способ широко практикуется в Англии при применении металлических стоек, что лишний раз подтверждает выгоду использования естественных условий для разгрузки крепи от лишних, усложняющих конструкцию функций.

Для наиболее эффективного поддержания кровли крепь должна возводиться немедленно за выемкой угля, крепь должна оказывать действительное сопротивление сразу же после установки, но подаваться при нагрузке, не превышающей прочного сопротивления ее основных деталей, оказывая все время неизменное или даже возрастающее сопротивление. Сопротивление крепи должно распределяться возможно равномернее по поддерживаемой площади и тем равномернее, чем слабее породы, воспринимающие реакцию крепи. В противном случае высокое сопротивление крепи не реализуется, кровля «обыгрывает» крепление, а почва выдавливается из-под стоек, выводя их из приданного при установке положения. При слабых боковых породах высокое сопротивление крепи может развиться лишь при условии обеспечения надлежащих размеров опорных деталей крепи, захватывающих достаточную площадь кровли и почвы.

Однако и высокое податливое сопротивление крепи и надлежащий контакт с почвой и кровлей не могут остановить относительных горизонтальных смещений почвы и кровли, имеющих место при очистной выемке. Эти смещения также выводят крепь из первоначального положения. Во время периодических осадок основной кровли, если таковые имеют место, горизонтальные смещения достигают такой величины, что стойки роняет со всеми вытекающими отсюда последствиями.

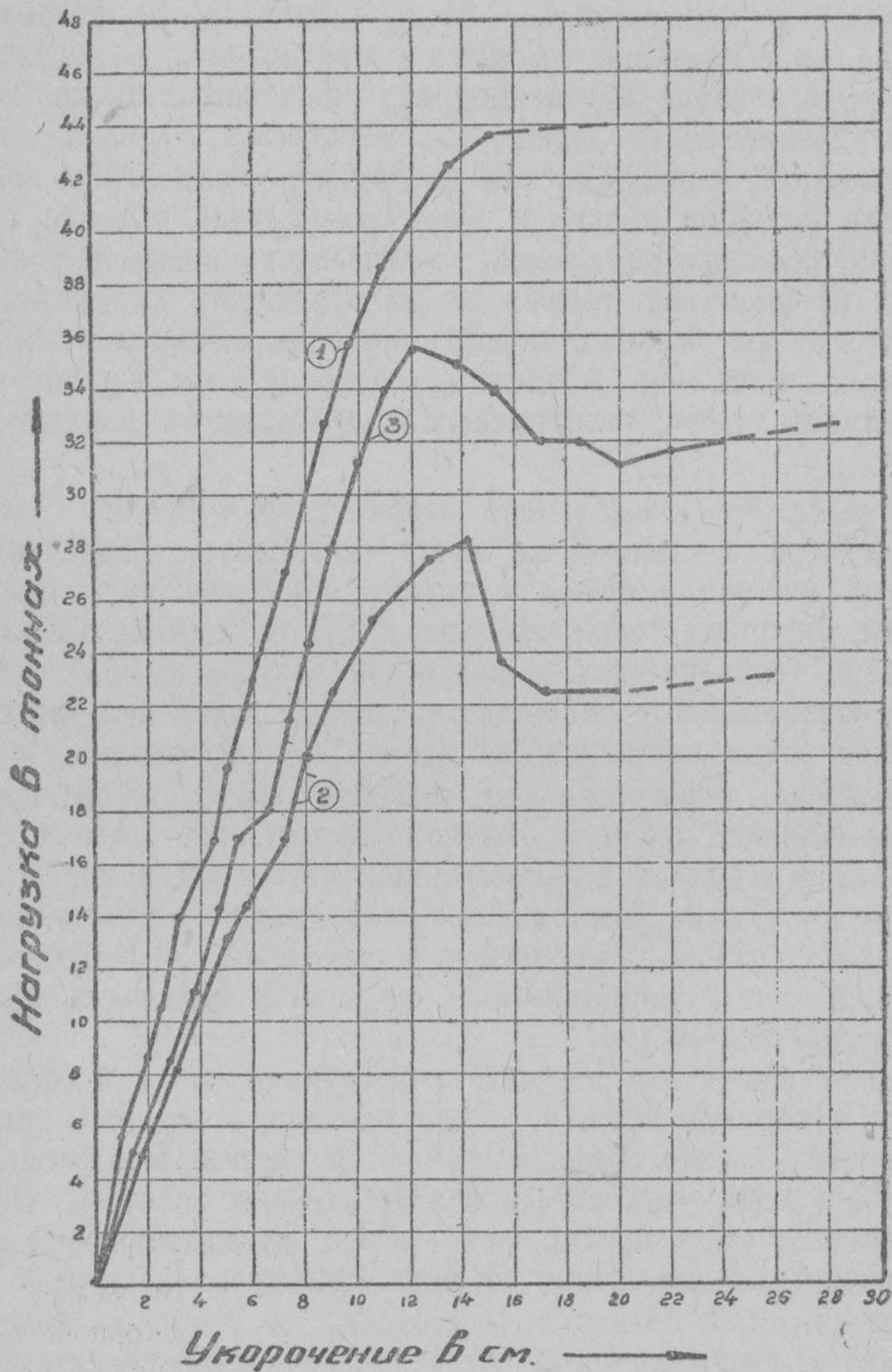
Следовательно, первостепенное значение имеет устойчивость крепи. Стойка, как элемент крепи в обычном выполнении, лишена этого свойства. Поэтому в условиях больших смещений кровли и почвы металлическое крепление должно быть либо скомплектовано в устойчивую конструкцию, либо должно применяться в сочетании с костровой крепью, восполняющей этот принципиальный недостаток индивидуальных стоек в обычном их применении.

При рассмотрении той или иной конструкции крепи и определении ее пригодности к тем или иным условиям решающее значение имеют нагрузочные свойства крепи, которые изучаются по так называемым, кривым нагрузки укорочения, получаемым в лабораторных условиях, обычно с помощью гидравлического пресса. Эти кривые, показывающие характер нарастания сопротивления крепи по мере сжатия от исходного положения до разрушения, дают полное представление об основных качествах крепи: жесткость, податливость и сопротивление и могут служить основой для классификации различных конструкций крепи по основному признаку.

Предлагается следующая классификация крепи по типам:

- 1) неподатливая жесткая крепь;
- 2) податливая с жесткой характеристикой;
- 3) податливая со слабой характеристикой;
- 4) ограниченно-податливая с жесткой характеристикой;
- 5) ограниченно-податливая со слабой характеристикой.

Характер нагрузки кривых, нагрузки — укорочения перечисленных типов представлен на фиг. 1.



Фиг. 1.

При выборе конструкции крепи мы отдаем предпочтение податливой крепи с большей жесткостью, принимая величину податливости с запасом против максимальных величин оседания кровли, наблюдавшихся в забое, но исключая такие величины, которые вызваны большими отступлениями от установленного режима управления кровлей.

Но, как уже было упомянуто, выбор конструкции металлического крепления не ограничивается рассмотрением нагрузочных свойств. При выборе металлического крепления необходимо обеспечить всю полноту необходимых свойств как в работе, так и во время перестановки крепи. При этом не следует чрезмерно усложнять и удорожать конструкцию стоек, ибо существующая техника крепления индивидуальными стойками и полуккомплектами имеет ряд принципиальных недостатков, которые так или иначе сказываются на сокращении сроков службы металлического крепления. Большая часть стоек выходит из строя не столько из-за технического несовершенства, сколько от потерь в завале. А чем больше потерь, тем большее значение имеют капитальные затраты на металлическое крепление. Отсюда исключительно жесткие требования к простоте конструкции стоек и вспомогательных приспособлений, применяемых при металлическом креплении. Например, прежде чем пойти на встраивание в стойки приспособлений для регулирования их высоты по мощности пласта, рекомендуется посмотреть, чего можно достичь за счет дополнительных деревянных подкладок, лунок в почве и применения нескольких размеров стоек в одном и том же забое. Тремя размерами стоек решается вопрос об изменении по высоте до 40 см.

Приспособления для постановки стоек под давление не дают больших преимуществ при креплении индивидуальными стойками и с успехом могут исключаться из конструкций стоек до тех пор, пока стойки не собраны в комплектное или щитовое крепление.

Приспособления для освобождения из-под давления становятся нужными в стойках лишь тогда, когда не удается устранить вгрузание стоек в почву и кровлю, передавливание верхняков стойками, засыпание стоек породой от прослоек или из ложной кровли, либо когда почва и кровля настолько неровны, что вырывание стоек окажется невозможным.

Мы уже упоминали, какими средствами достигается легкая выбойка стоек. Характерно, что в английской каменноугольной промышленности, где металлическое крепление имеет почти вековую давность, наиболее распространенными типами стоек являются либо простые балочные стойки, либо трубчатые стойки с деревянным заполнением, лишенные всяких встроенных приспособлений для изменения длины, постановки под давление и выбойки. Выбойка и извлечение стоек решаются применением хороших натяжных механизмов в комбинации с поворачивающими приспособлениями, а податливость крепления устраивается самыми простыми способами, за счет деформации подлапков, деревянных прокладок, деревянных пробок и почвы пласта.

Наибольшей популярностью пользуется у горнорабочих стойка Ньюбеттского рудника — труба с деревянным сердечником и двумя кон-

цевыми пробками. Это наиболее легкая и в то же время прочная стойка. Она обладает идеальной жесткостью и податливостью порядка 150 мм при практически неизменном сопротивлении около 200—300 кг на см² поперечного сечения пробки. По исчерпанию податливости она воспринимает нагрузку, во много раз превышающую сопротивление деревянной стойки тех же размеров. В случае перегрузки она деформируется по плавной кривой и легко может быть выпрямлена. Благодаря обтекаемой форме она весьма удобна в обращении. Подвижные механизмы не задевают и не выворачивают эти стойки, подобно стойкам балочного сечения. Сердечники живут в стойках годами, а пробок хватает на несколько установок. В условиях, где удастся ограничить оседание кровли над стройками размерами, не превышающими податливости прочих элементов крепи и почвы, стойки могут работать, как неподатливые, причем замена пробок становится либо крайне редкой, либо отпадает совершенно. В некоторых случаях необходимое увеличение податливости достигается за счет дополнительных деревянных подкладок. Эта стойка проверена в опытном порядке в течение нескольких лет в Донбассе и показала хорошие результаты. Эта же стойка принята, как типовая, для широкого внедрения.

Естественно, что эта стойка не исчерпывает всех требований, которые могут быть предъявлены условиями применения. В более трудных условиях придется пойти по пути усложнения конструкции стойки, за счет встраивания в стойки приспособлений для регулирования высоты, освобождения из-под давления, нередко на приспособление стоек к выбойке и извлечению на расстоянии и, наконец, к большей податливости.

Разумное усложнение стоек всегда должно быть принято. При достаточно большом сроке службы стоек, что до некоторой степени связано с техническим их совершенством, на первый план выступают не капитальные затраты, а эксплуатационные расходы, куда входит стоимость крепления, извлечения, переносок по забою стоек, стоимость перезарядки податливых прокладок и стоимость ремонтов. При нормальном сроке службы стоек от 5 до 8 лет стойки, отвечающие требованиям минимальной стоимости их эксплуатации, хотя бы и более дорогие в изготовлении, окажутся в конечном счете более дешевыми. Потому освоение всевозможных приспособлений, встроенных в стойки или не встроенных, направленных к механизации процессов, связанных с перестановкой крепи и удешевляющих эксплуатацию металлического крепления, имеет огромное значение. Решающее же значение при выборе конструкции металлического крепления имеют полный технико-экономический анализ и сравнение вариантов.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ СТОЕК

Лабораторными испытаниями, проводившимися в КНИУИ, были охвачены следующие виды стоек:

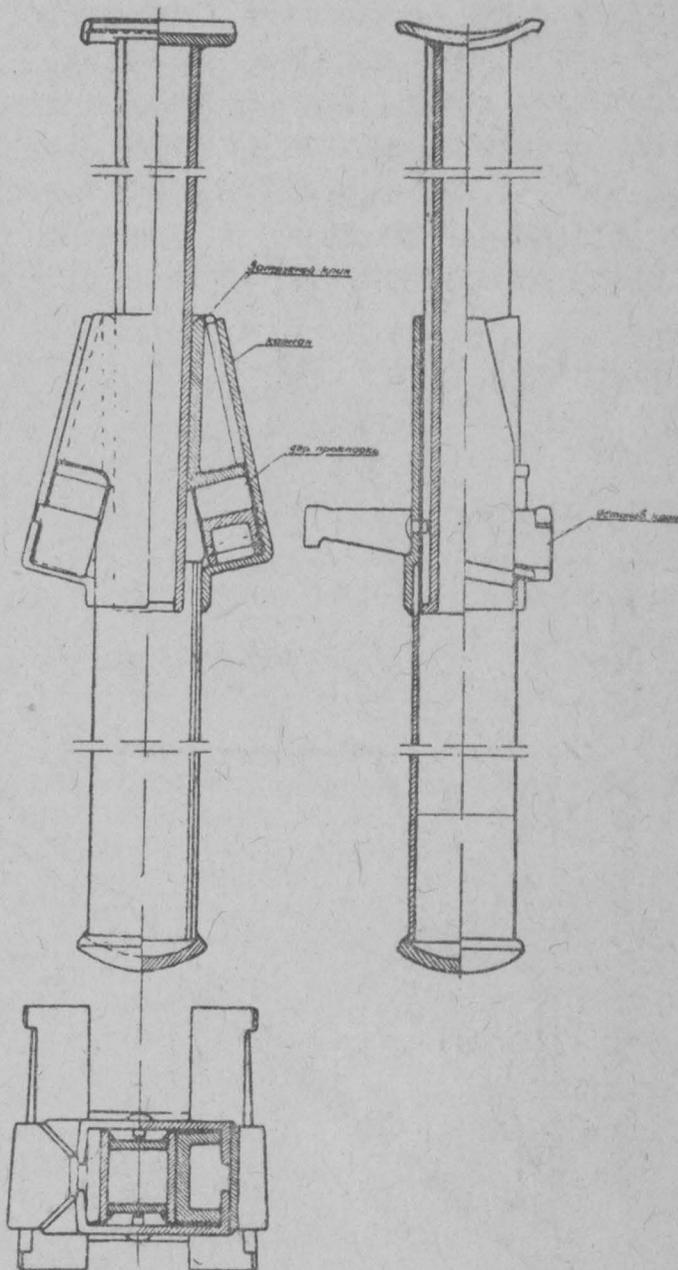
1. Стойки трения.

2. Стойки с шарнирной скобой (разновидность стоек трения).
3. Винтовые стойки.
4. Стойки с песком.
5. Стойки, податливость которых достигается за счет продавливания деревянных пробок через конусное отверстие.
6. Стойки, податливость которых достигается за счет непосредственного смятия дерева вдоль волокон в условиях несвободного расширения.
7. Стойки трения и деформации.

Из всех этих стоек в лабораторных испытаниях наиболее положительные результаты дали стойки трения и деформации (телескопически податливая стойка конструкции КНИУИ). В результате испытаний получена стойка с большой податливостью (до 50 см), имеющая достаточно жесткую характеристику (кривую нагрузки-укорочения), что выгодно отличает эту стойку от лучших зарубежных образцов подобных стоек. Податливое сопротивление этих стоек при стандартных, подобранных в лаборатории деревянных прокладках, отличается высокой степенью точности. Выборка стоек очень легкая и производится в два приема: вначале снимается половина нагрузки, а затем стойка освобождается полностью (см. фиг. 2).

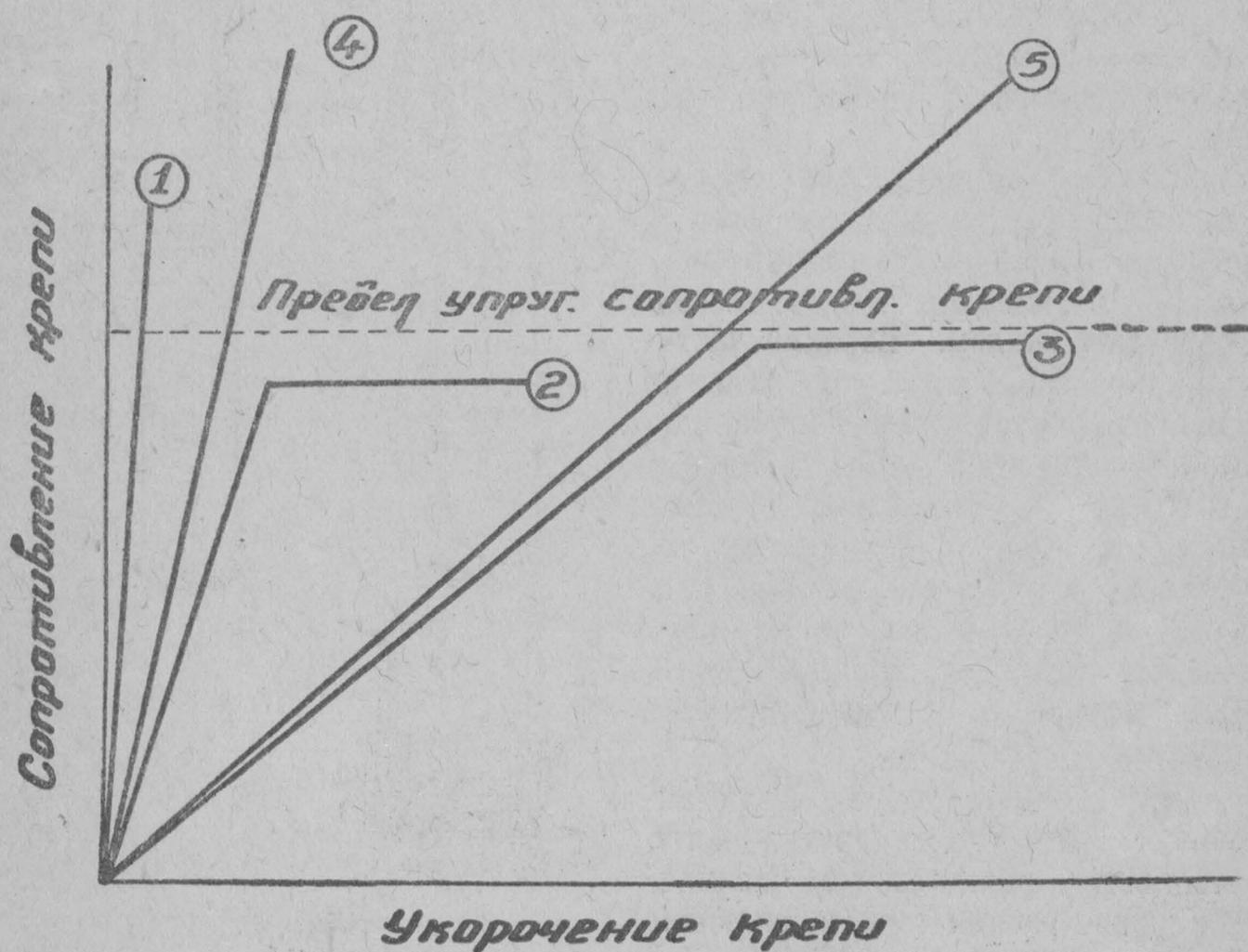
Стойка состоит из двух, телескопическидвигающихся одна в другую частей коробчатого сечения, скрепляемых между собой клиновым замком. Верхняя часть стойки сваривается из угловой или полосовой стали марки 5. Еще лучше подошел бы специальный профиль П-образной формы. Нижняя часть сваривается из швеллеров. Карман (обойма или муфта) замка сварной из штампованных деталей. Клинья литые или кованные, с обработанными рабочими плоскостями.

Кинематика стойки представляет симметричную двухклиновую передачу, рассчитанную на превращение работы горного давления в работу трения и деформации деревянных прокладок, причем наибольшая часть работы поглощается трением.



Фиг. 2.

Стойка может устанавливаться двумя способами: либо раздвигается на почве по мощности пласта, заклинивается и затем устанавливается, как деревянная стойка, либо верхняк подвешивается временно на фальшивку, а металлические стойки устанавливаются затем по концам с помощью реечного домкрата. Под нагрузкой верхняя часть стойки, сделанная на клин с уклоном $1/40—1/50$, вдавливается между двумя промежуточными клиньями, распирает их в сторону, увлекая их одновременно вниз, чему препятствуют деревянные прокладки. Последние представляют весьма жесткую опору, так как работают на сжатие вдоль волокон, вследствие чего стойка очень быстро воспринимает полную нагрузку. При достижении нагрузки, превышающей прочное сопротивление деревянных прокладок на сжатие вдоль волокон ($200—250$ кг) на см^2 для сосны и $300—350$ кг (на см^2 для лиственницы), прокладки начинают сжиматься, причем сжимаются до половины своей первоначальной высоты при практически постоянном сопротивлении. Обычно вначале «срабатывает» более слабая прокладка, а затем более прочная. По окончании смятия прокладок стойка быстро увеличивает свое сопротивление, а затем начинает деформироваться наиболее слабая, из металлических деталей, стойка. Но так как в практике податливость больше 40 см не бывает нужна, то стойка работает без остаточных деформаций металлических частей, а потому и не требует ремонтов. Выбойка стойки достигается за счет лег-



Фиг. 3.

ких ударов по поперечным клиньям, причем перед выбойкой головка стойки захватывается петлей канатика от натяжного устройства, чтобы можно было легко извлечь стойку даже и в том случае, если после выбойки стойки кровля дает немедленное обрушение и успевает завалить стойку.

На фиг. 3 приведены кривые нагрузки-укорочения стойки, полученные в лабораторных условиях до работы стоек в шахте. Приработавшиеся стойки дают кривые с еще более крутым подъемом.

Из других стоек удовлетворительные результаты дали стойки, податливость которых достигается за счет продавливания деревянных пробок через конусное отверстие. Но эти стойки могут быть построены на сравнительно невысокое податливое сопротивление, так как более высокое сопротивление достигается за счет уменьшения его определенности и, кроме того, появляется вероятность заклинивания пробок с превращением стойки в неподатливую.

Стойки, податливость которых достигается за счет непосредственного смятия дерева вдоль волокон в условиях несвободного расширения, также дали положительные результаты, но только при ограниченной высоте деревянной пробки (до 250 мм), сжимаемой в трубе, оканчивающейся раструбом. Раструб облегчает выбойку пробок и вытаскивание волокон древесины, попадающих в зазор между подвижными частями.

Испытание стойки с песком не закончено, но предварительно можно сделать вывод, что за счет продавливания песка через отверстие невозможно получить определенной величины податливого сопротивления. Быстрое же изменение высоты стойки и освобождение из-под давления, повидимому, достижимо.

Лабораторное испытание остальных типов стоек (стойки трения, стойки с шарнирной скобой, винтовые стойки) не дало желаемых результатов, и стойки признаны нами неудовлетворительными.

ИСПЫТАНИЯ ТЕЛЕСКОПИЧЕСКОЙ ПОДАТЛИВОЙ СТОЙКИ КОНСТРУКЦИИ КНИУИ В ШАХТЕ

Остановившись на телескопической податливой стойке конструкции КНИУИ, как наиболее технически целесообразной стойки, мы приступили к испытанию ее в эксплуатационных условиях в шахте. Для этого были изготовлены такого типа 28 штук, которые и установлены были в лаве № 31 пласта Серебренниковского шахты имени С. М. Кирова треста Ленинуголь.

Основные данные условий испытаний следующие: длина лавы 140 м, мощность пласта 1,75—2,0 м. Угол падения 8° . Уголь средней крепости. Пласт угля содержит два прослойка суммарной мощностью около 45—50 см. Непосредственная кровля аргиллиты — 5 м, обрушивающиеся через 5—6 м, выше — песчаник 15 м и глинистые аргиллиты — 20 м. Основная кровля дает периодические осадки через 32—34 м с разрушительным действием на крепление. Почва — песчанистый аргиллит, весьма крепкая.

Управление кровлей производится с помощью ботовых полос по простиранию шириной 8 м, при расстоянии между ними 9 м. Кровля между ботовыми полосами обрушается, а при плохом обрушении — поднимается.

Крепление поперечное. При глубине вруба 1,9 м под «огниво» ставятся три стойки: две забойщицкого крепления и одна вспомогательная. Расстояние между кругами 0,8 м. К началу подготовительной смены под креплением находится три дорожки. Третья дорожка поддерживается для помещения породы из прослоек.

Организация труда рассчитана на цикл в сутки. Конвейер перестанавливается за каждым врубом.

Металлические стойки были установлены на середине лавы между двумя ботовыми полосами по две стойки на круг, занимая участок по 5 кругов на двух дорожках и 4 круга на третьей. Условия для испытания стоек были исключительно тяжелыми. Особые трудности заключались в периодических осадках основной кровли, причем кровля садилась на 40 и более см. Кроме того породой из прослоек стойки заваливались до половины своей высоты, а иногда и двух третей. Это неприятное явление при своевременной и хорошей выкладке ботовых полос не давало бы таких затруднений. Но ботовые полосы отставали, что приводило часто к такому положению, когда породу девать было некуда. Нормального положения с ботовыми полосами за время испытания стоек добиться не удалось, а для внесения каких-либо серьезных изменений в организацию работ, капитально разрешающих вопрос с прослойком, металлических стоек слишком было мало. Поэтому извлечение стоек до конца испытаний было затруднено и не давало той производительности, которая свойственна данной конструкции стоек. Крепление металлическими стойками производилось двумя рабочими, причем роль второго рабочего сводилась лишь к поддержанию огнива во время подбивки стоек. Потребность во втором рабочем объясняется чрезмерным весом стоек (87 кг), который получился, с одной стороны, вследствие спешки в изготовлении опытных образцов и к тому же из случайного материала и с другой стороны — эти стойки предполагалось испытать при работах с полным обрушением.

Крепление производилось каждый раз новыми рабочими и только впоследствии были выделены постоянные рабочие. Средние затраты времени на крепление одного круга, включая переноску стоек, изменялись в такой последовательности: 24'30", 32'30", 22'15", 13'20", 21'40", 23'20", 15'30", 11'40", 14'11", 7'40". Среднее время на постановку деревянного круга, не включая вспомогательных стоек, — 12'.

Факторами, осложняющими постановку металлических стоек, кроме веса стоек были:

- 1) недостаточная длина стоек, так как стойки готовились для другой лавы;
- 2) неудовлетворительная форма головки стойки, острые края которой, врезаясь в огниво, мешали подбивать стойки;
- 3) недостаточный угол у рабочих клиньев, приводивший к тому, что

клинья приходилось выбивать в некоторых стойках, вместо их саморасклинивания, которое предусматривается конструкцией стойки.

Для извлечения стоек была приспособлена таль местной конструкции, которой стойки вытягивались из породы после выбойки клиньев. На извлечении стоек задалживалось 2 человека. Среднее время на выбойку и извлечение одной стойки за период наблюдений изменялось следующим образом: 12', 20'33", 13, 10, 15, 5 12", 5, 3.

Принимая во внимание условия извлечения стоек, вышеприведенные цифры нельзя считать показательными. В основном время уходило на вытягивание стоек из породы с помощью случайной тали весьма несовершенной конструкции и на разгребку породы для того, чтобы добраться до клиньев стоек для их выбойки. При первом же извлечении с менее заваленной дорожки на стойку уходило 2'20", что следует считать все же очень высокой цифрой для данной конструкции стоек. Кроме того, выбойку осложняли некоторые стойки, у которых угол клиньев оказался недостаточным. Наконец, трудно извлекались стойки, вдавливавшиеся в трещины в кровле.

Работа стоек под нагрузкой показала высокие нагрузочные свойства стоек. Наблюдения за деформациями верхняков над металлическими и деревянными стойками показали, что жесткость металлических податливых стоек оказалась одинаковой с жесткостью деревянных стоек, так как верхняки начинают деформироваться над теми и другими стойками одновременно и с одинаковой скоростью. Повидимому, обтяжка замка и припасовка поверхностей трения и давления повысили жесткость стоек по сравнению с начальной фазой их работы.

К моменту восприятия стойкой полной нагрузки деревянный распил настолько передавливалось и даже вминало в кровлю, что излишне высокое сопротивление стоек выступало со всей очевидностью.

Укорочение стоек под нагрузкой во время нормального поведения кровли колебалось от 0 до 19 см, а в среднем было 6 см. Для суждения об опусканиях кровли к этим цифрам следует прибавить деформацию верхняка и кровли порядка 10—12 см.

За время испытаний стойки перенесли две вторичных осадки, во время которых поведение стоек представляет исключительный интерес. Во время первой осадки деревянное крепление было поломано на 60—70%, а металлические стойки продолжали работать в самом центре давления, укоротившись на 35—40 см. По общему мнению стойки предотвратили на своем участке местное обрушение, которое неизбежно было бы при деревянных стойках.

Во время второй осадки вся середина лавы, вследствие плохой выкладки бутовых полос, метров на 50 была обрезана по забой. К сожалению металлических стоек стояло в это время всего 8 штук. Пока до стоек можно было пролезть, были замерены укорочения стоек, которые по 3 стойкам оказались 27, 38 и 43 см. Стойки сильно покосило по падению пласта, но ни одна не была погнута. Кругом все деревянное крепление было поломано и кровля обрушилась. В таком виде стойки стояли около 2 суток. К времени подхода с разборкой завала к стойкам кровля

вокруг стоек осыпалась и некоторые из них повалило. Это единственный случай, когда не было извлечено три стойки, вследствие опасности работ по разборке завала, так как за все время испытаний не было ни одной стойки, оставленной не выбитой в завале.

Осмотр стоек на поверхности после испытаний в шахте показал, что идея конструкции оправдала себя полностью. За все время испытаний ни одна стойка не была погнута. Поверхности трения имеют блестящий вид, без царапин, заеданий и вмятин. Таким образом стойки могут работать неопределенно долгий срок без какого-либо ремонта. Те поломки и остаточные деформации, которые имели место на второстепенных деталях, вполне устранимы. К таким следует отнести:

1) изгиб пластинок, приваренных к головке стойки — нужна иная форма;

2) поломка поперечных клиньев — очень плохое стальное литье с раковинами;

3) раздутие карманов у некоторых стоек — работа случайных прокладок;

4) отрыв приварных пластин у рабочих клиньев — исправимый конструктивный недостаток.

По окончании испытаний стойка перепроектирована, причем вес ее для пласта мощностью 2 м уменьшили до 53 кг.

Оценку экономического эффекта можно сделать, исходя из следующих данных. Затраты рабочей силы на крепление одинаковы как при металлических, так и при деревянных стойках. Разница заключается в замене процесса обрубки конца стойки постановкой прокладок и расклинкой стойки. Установка вспомогательных деревянных стоек и ремонты крепления остаются в пользу металлических стоек, но из осторожности подсчетов можно приравнять их к затратам на ремонт металлических стоек. Выбойка металлических стоек во много раз легче деревянных, так как самый процесс выбойки сводится к нескольким легким ударам по клиньям, что измеряется секундами. Но учитывая процесс извлечения металлических стоек, можно приравнять рабочую силу и по выбойке стоек.

Таким образом прямая экономия выражается в стоимости леса в деревянных стойках, что составляет 1 руб. 10 коп. на тонну добычи. Из этой экономии следует вычесть амортизацию стоек и их потери. Опыта в этом отношении не накоплено. По данным заграничной практики стойки служат от 6 до 8 лет. При 6-летнем сроке службы стоек, учитывая их стоимость — 150 руб. штука при 300 циклов в год и поддержании стойками до 3 дорожек — амортизация составит около 17 коп. на тонну добытого угля. Приняв из осторожности 3-летний срок службы стоек, получим амортизационные расходы в 34 коп. на тонну добытого угля и при двух дорожках под креплением 23 коп. на тонну добытого угля. Таким образом прямая экономия на лесном материале составит 76—80 коп. на тонну, не считая огромных косвенных выгод применения металлических стоек, для учета которых мы еще не имеем накопленного опыта.

Область применения этих стоек чрезвычайно широкая, так как большая жесткость, сочетаемая с большой податливостью, делает эту стойку

универсальной, т. е. применимой для работы как с обрушением, так и с закладкой. Так как с уменьшением высоты стойки стоимость ее уменьшается очень мало, а с другой стороны, при меньшей мощности пласта, можно обходиться более дешевыми — трубчатыми и балочными стойками, то следует считать рациональным применять эти стойки для пластов мощностью от 1,5 м и выше.

Для большего успеха необходимо сочетать металлические стойки с металлическими же перекладами.

ВНЕДРЕНИЕ ТРУБЧАТЫХ СТОЕК С ДЕРЕВЯННЫМИ СЕРДЕЧНИКАМИ И КОНЦЕВЫМИ ПРОБКАМИ

Наряду с испытанием металлической податливой стойки типа КНИУИ велись также наблюдения за трубчатыми стойками, которые вводятся сейчас в Кузбассе, согласно приказу наркома Л. М. Кагановича.

Первый опыт внедрения трубчатых стоек был проведен в 12-й лаве пласта Майеровского шахты им. С. М. Кирова (Ленинуголь). Длина лавы 90 м. Мощность пласта 1,0—1,15 м. Уголь чистый, без прослоек, средней крепости. Непосредственная кровля — аргиллиты 6 м, выше песчаник 26 м. Почва — крепкие аргиллиты. Имеется небольшая пачка ложной кровли. Управление кровлей производится укладкой бутовых полос по простиранию шириной 8 м с расстоянием между ними 8—9 м. Кровля между бутовыми полосами обрушается после разрядки стоек, а при плохом обрушении подрывается.

Стойки изготовлены были из сварных труб диаметром 75 мм и с толщиной стенки 3,75 мм, одного размера с длиной трубы 80 см. Всего установлено 690 стоек.

После непродолжительной работы решено было перейти на стойки из 100 мм труб, так как стойки меньшего диаметра под нагрузкой протыкают деревянные огнива и раскалывают их. Одного размера стоек оказалось недостаточно, стойки оказались длинными для установки с завальной стороны, где уровень кровли держался ниже.

Постановка стоек была освоена быстро и была принята при общем одобрении бригады забойщиков. Большое значение имеет то, что стойки находятся в лаве в готовом для употребления виде. Выбойка стоек вследствие постоянного отставания бутовых полос и плохого их качества оказалась затруднительной. Обычная дубовая балда весом в 4 кг мало помогала. Несколько лучше показали себя накидные ключи с длинными рукоятками, дающие возможность поворотом стойки ослабить нагрузку на стойку, но и с их помощью сильно зажатые стойки извлекать было трудно. Чрезмерные усилия на ключи приводили к вмятинам на трубе и к порче металла.

Основное зло — это отставание бутовых полос на 2—3 дорожки против нормального положения и плохая их выкладка. Несмотря на то, что указания о бутовых полосах делались бригадой КНИУИ при всякой к тому возможности, практических результатов удалось добиться только после

того, как при очередной осадке основной кровли в верхней части лавы много стоек было оставлено в завале.

В настоящее время трестом приняты решительные меры к упорядочению выкладки бутовых полос. Вместе с этим должен разрешаться и вопрос легкой выбойки стоек.

В тресте Молотовуголь оборудована металлическими стойками лава пласта II-4 на шахте Капитальная. На 1 июля 1939 г. в работе было 620 трубчатых стоек. Малая изменчивость мощности пласта (1,0—1,10 м), хорошее качество бутовых полос, подведение которых под кровлю облегчается за счет угла падения пласта, и отсутствие вторичных осадок кровли позволяют считать условия весьма благоприятными для металлического крепления. Внедрение стоек проходит весьма успешно. Стойки выбиваются легко деревянной балдой. Пробок хватает на 4—5 перестановок. Крепление против бутовых полос, разрешено применение удлиненных верхняков, под консольные концы которых подводятся породные стенки.

Условия применения металлического крепления в Молотовугле позволяет считать возможным применение самых простых балочных стоек, которые будут самыми дешевыми в изготовлении и в эксплуатации.

III

МЕХАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЯ ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ И СКОРОСТНЫЕ ПРОХОДКИ ПОРОДНЫХ ВЫРАБОТОК

Подготовительные работы имеют решающее значение для каменноугольных шахт. В своей речи на Вседонецком слете шахтеров-стахановцев и ударников в 1937 г. товарищ Л. М. Каганович дал следующую оценку подготовительным работам:

«Когда говорят подготовительные работы, у многих складывается такое впечатление, что это дело третьестепенное, вроде как на заводе поднести для обточки болванку. На шахте подготовительные работы — это непрерывное воссоздание рабочего места, это — непрерывный процесс воссоздания шахты».

До сих пор на большинстве шахт механизация подготовительных работ резко отставала от механизации очистных работ, и существующие способы проведения подготовительных выработок не обеспечивали своевременной подготовки новых участков, создания необходимой линии очистного забоя.

Наиболее отсталыми на большинстве шахт являются породные работы, являющиеся, вместе с тем, и наиболее трудоемкими. И если для проходки выработок по углю уже создан значительный комплекс механизмов, а передовыми стахановцами-проходчиками предложен и осуществлен ряд методов скоростной проходки, то для механизации проходки породных выработок сделано еще очень мало, в результате чего и скорости проходки последних находятся на очень низком уровне и, в среднем, равны 30—40 пог. м в месяц, лишь в отдельных случаях превышая 60—70 пог. м. В то же самое время породные работы имеют чрезвычайно большое значение для угольных шахт и совершенно исключительное для нового шахтного строительства.

XVIII съездом ВКП(б) в плане 3-й Сталинской пятилетки поставлена грандиозная задача завершения комплексной механизации в каменноугольной промышленности и на основе этого дальнейшего увеличения производительности труда. Это относится также и к подготовительным работам. Следовательно, очередной задачей является решение вопроса о

комплексной механизации подготовительных работ, которая обеспечила бы резкое увеличение производительности труда и скоростей проходки.

Разрешением проблемы комплексной механизации при прохождении основных горизонтальных породных выработок в условиях Кузбасса Кузнецкий научно-исследовательский институт начал заниматься с 1938 г., сосредоточив свое внимание в первую очередь на решении вопроса механизации погрузки породы.

При выборе элементов комплексной механизации институт исходил из следующей основной задачи: совокупность механизмов должна обеспечить доведение скорости проходки породных выработок нормального сечения в средних эксплуатационных условиях до 150—200 пог. м в месяц, т. е. увеличить их в 4—5 раз по сравнению с существующей практикой. В соответствии с этой поставленной задачей в такой же пропорции возрастают объемы производимой работы, что в свою очередь и предопределяет производственную мощность каждого из агрегатов.

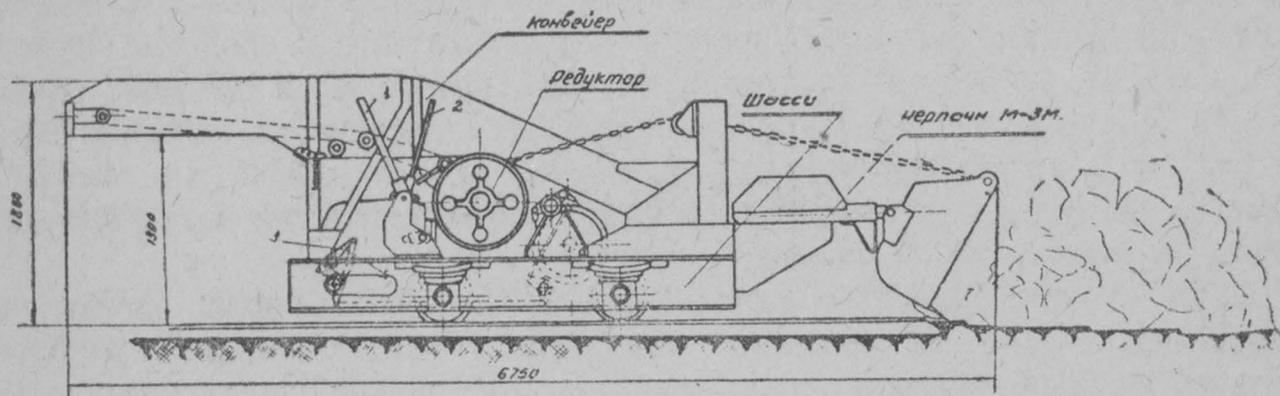
I. ИСПЫТАНИЕ ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ

Исходя из намеченных скоростей, производительность погрузочной машины была определена в 24 куб. м за час общего времени работы.

В настоящее время закончены испытания экспериментального образца породной погрузочной машины на поверхности и испытания его в шахте, в эксплуатационных условиях.

При выборе типа забирающего аппарата институт в основном базировался на данных заграничной практики, где для погрузки породы и других материалов с большим удельным весом и крупностью кусков прочно утвердились машины черпакового типа, причем преимущественно с неавтоматическим циклом черпания. Из-за отсутствия в литературе конкретных данных, которые дали бы возможность сделать наиболее правильный выбор той или иной схемы забирающего аппарата, а тем более параметров его работы, конструктивная разработка машины производилась самостоятельно.

Поэтому первый образец машины имел чисто экспериментальное значение и предназначался для проверки ряда конструктивных элементов и параметров работы.

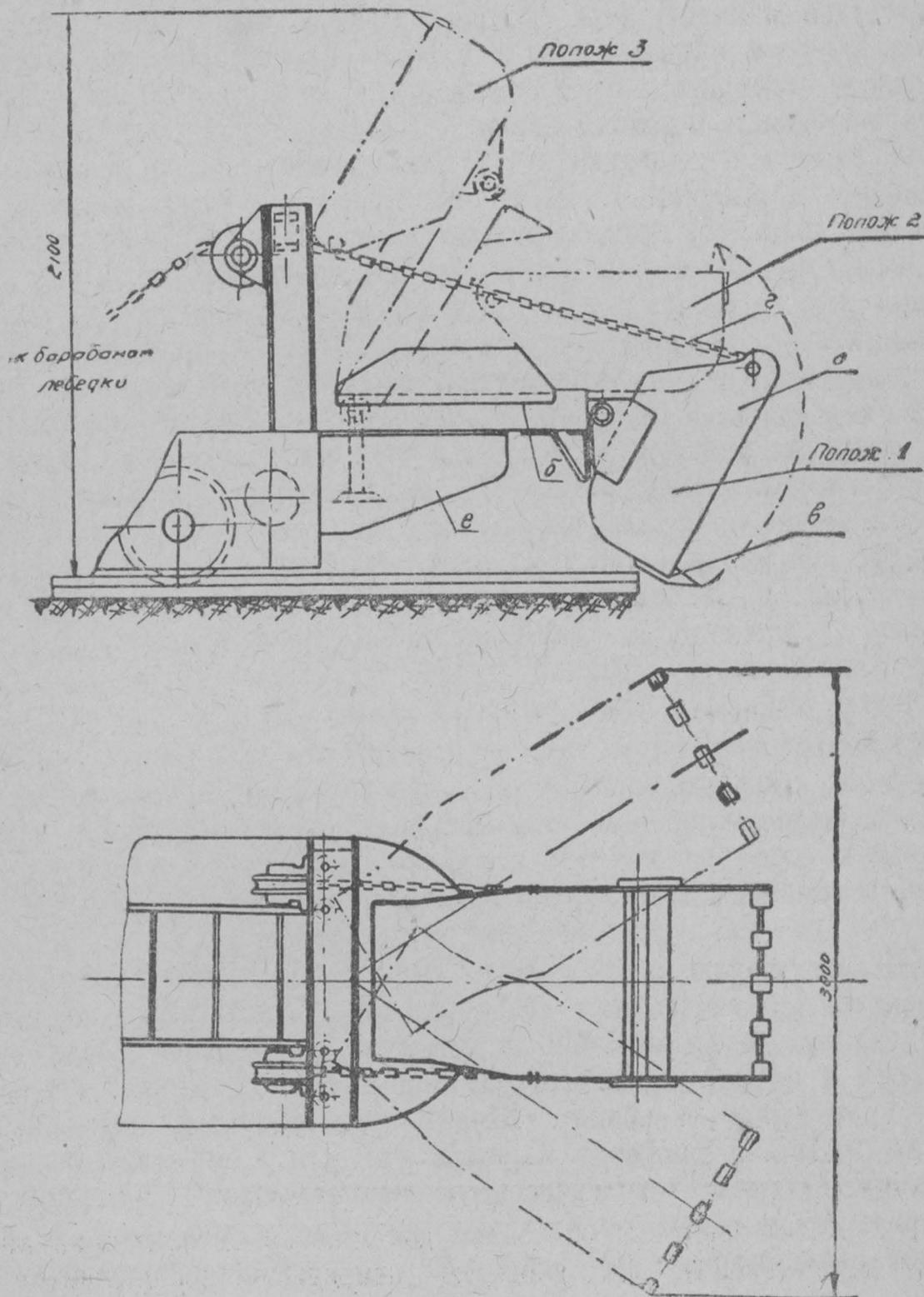


Фиг. 1.

Породопогрузочная машина конструкции института (фиг. 1) состоит из следующих основных частей: черпакового механизма, конвейера и шасси. Машина перемещается по рельсовому пути с колеей 900 мм.

Такой способ передвижения вызван, во-первых, кинематической работой черпакового механизма и, во-вторых, предположением, что одна машина сможет обслуживать несколько забоев. Это явление может иметь место, в частности, в новом шахтном строительстве при проходке всего комплекса выработок рудничного двора, а также и при проходке промежуточных квершлагов на эксплуатационных шахтах.

фиг. № 2

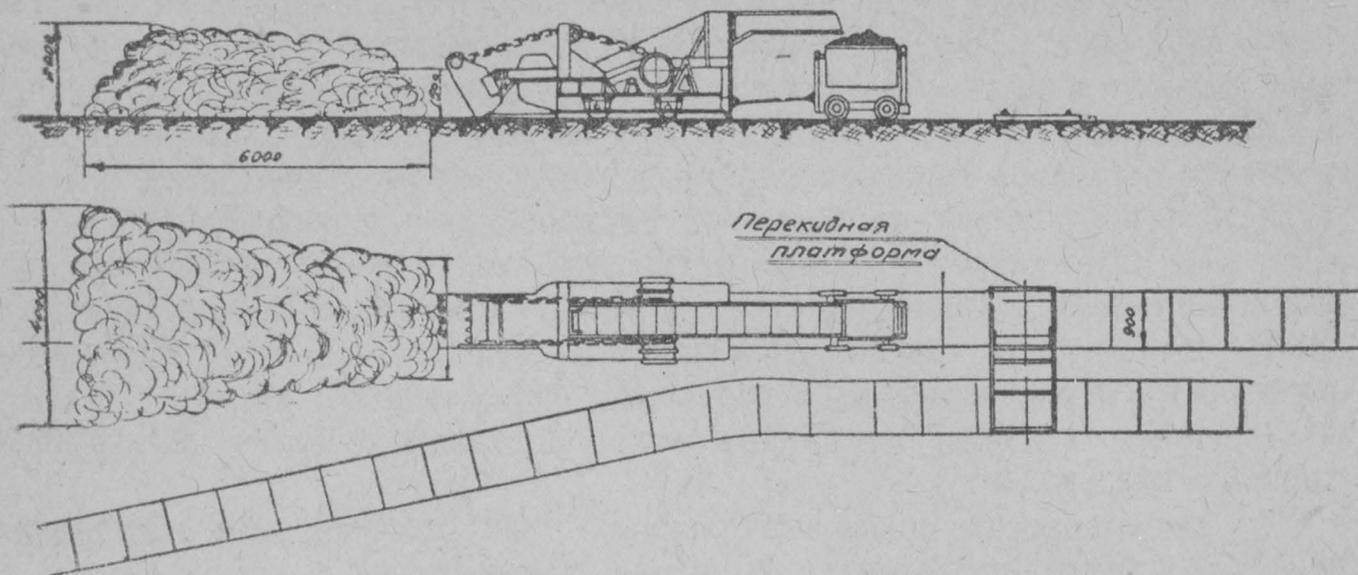


Наибольший интерес представляет собой черпаковый механизм, являющийся вместе с тем и наиболее ответственным элементом всякой погрузочной машины. Этот механизм (фиг. 2) имеет ковш (а), у которого отсутствует задняя стенка, он шарнирно связан с промежуточным жолобом (б). Передняя стенка ковша снабжена зубьями (в) для лучшего внедрения в породу при черпании. Промежуточный жолоб может вращаться в горизонтальной и вертикальной плоскостях, причем нормально нижней своей плоскостью он опирается на кронштейн (е), укрепленный в передней части шасси машины. К боковым щекам ковша прикреплены две корабельные цепи (г), связанные с барабанами редуктора подъема. В передней части шасси укреплен траверса (д) с направляющими роликами. Благодаря наличию двух степеней свободы ковш может грузить породу как спереди машины, так и с боков, причем размеры ковша дают возможность забирать куски крупностью до 500—600 мм в диаметре, ширина же фронта погрузки равна 3 м. Цикл работы черпакового механизма заключается в следующем: в начале работы ковш находится в самом нижнем положении 1. После включения редуктора подъема ковша, вращаясь в шарнире, поднимается до горизонтального положения, зачерпывая при этом некоторый объем породы (положение 2). Этот элемент движения должен соединяться с подачей машины вперед, что обуславливает наибольшую полноту загрузки ковша. При дальнейшем натяжении цепей ковш вместе с промежуточным жолобом поднимается до крайнего верхнего положения 3, и порода по жолобу ссыпается на конвейер, которым и подается в шахтную вагонетку или на транспортер. После этого ковш опускается, машина отходит несколько назад и цикл работы повторяется. Конечно, переход из крайнего нижнего до верхнего положения происходит непрерывно, так же как и опускание ковша. Черпание с боков происходит по аналогичной схеме, причем повороты ковша в ту или иную сторону достигаются включением барабанов в разное время. Продолжительность цикла черпания равна в среднем 11—12 сек., т. е. за 1 час чистой работы машина успевает сделать до 300 циклов.

Конвейер первоначально был запроектирован скребковым с цепью типа Джеффри, расположенной по середине скребков. Но после первых же испытаний было установлено, что при наличии крепкой породы происходит заклинивание цепи на ведущей звездочке, вследствие чего и скребковая цепь была заменена транспортерной лентой с наделками высотой 30 мм. Порода при этом подавалась конвейером под углом 30°.

Породопогрузочная машина имеет один мотор, приводящий в движение редуктор, состоящий из двух сблокированных между собой частей. Первая из них представляет собой по существу скреперную лебедку с двумя барабанами и планетарными передачами к ним. Торможением шайб достигается вращение барабанов. Вторая часть редуктора предназначается для реверсирования движения машины, для чего в ней имеются комплект конических шестерен и два барабана с планетарными шестернями, причем торможением одного из барабанов достигается перемещение машины в ту или иную сторону. От одного из непрерывно вращающихся валов

низма, а с другой, желанием придать ей большую маневренность для обслуживания нескольких забоев и переброски ее из забоя в забой.



Фиг. 3.

Испытания погрузочной машины происходили на поверхности шахты 9/15 треста Анжероуголь в Кузбассе на специально подготовленной площадке. Целью испытаний являлось установление правильности выбранных параметров, работоспособности отдельных узлов машины, ее производительности и маневренности. Схема организации испытания показана на фиг. 3. На основном пути, по которому перемещалась сама машина, был уложен штабель рядовой породы, выданной непосредственно из шахты, крупностью отдельных кусков до 500—600 мм, общим объемом около 20 м³. Штабель имел высоту 1,5—2,0 м, ширину 2—4 м и длину, примерно, 6,0 м. Рядом был уложен второй путь, соединенный с основным помощью накидной платформы. Порода грузилась машиной в вагонетку емкостью 0,56 м³, которую после наполнения подавали через платформу на второй путь и там разгружали, что давало возможность сохранить всю породу для последующих опытов. В период погрузки производился хронометраж работы машины и замеры силы тока в различные моменты работы. Условия для погрузки были очень неблагоприятны, так как накануне испытаний в течение долгого времени шли дожди, после которых наступили морозы, достигавшие 15° С. Порода сильно смерзлась, и в некоторые периоды машина работала скорее как экскаватор, а не как грузчик. Испытания производились с мотором мощностью 20,5 вместо 29 квт по проекту. После окончания монтажа машины на заводе она была опробована в работе, причем сразу же был выявлен ряд дефектов, которые было необходимо устранить. Например, была произведена замена скребков резиновой лентой, несколько изменены зубья ковша и т. п. Заключительные испытания производились в период 8—17 октября и были, таким образом, сравнительно кратковременными, но вместе с тем они позволяют сделать ряд выводов, а также получить необходимые данные для проектирования промышленного образца машины.

Чистое время погрузки 1 м³ породы в среднем равнялось 98 сек. Такая скорость погрузки эквивалентна часовой производительности в 36,8 м³ или, примерно, 60 т. Таким образом фактическая производительность почти на 50% превысила расчетную, несмотря на неблагоприятные условия погрузки. Число черпаний на 1 м³ равно было 8,4, что соответствовало коэффициенту заполнения ковша 0,795. Продолжительность цикла была при этом в среднем 11,6 сек. Таким образом увеличение производительности было получено за счет лучшего заполнения ковша и некоторого уменьшения продолжительности одного цикла черпания. Следует отметить, что в шахтных условиях заполнение ковша может быть еще несколько выше, так как в данном случае из-за отсутствия боковых подпорных стенок у штабеля породы при боковом черпании получалось сдвигание породы на сторону; при переднем же черпании заполнение ковша нередко превышало расчетную величину или же было близко к таковой. В нормальных условиях эксплуатации можно предполагать средний коэффициент заполнения в 0,80—0,85. При средней продолжительности в 11,6 сек. цикл нередко укладывался в 7—9 сек., а в некоторые периоды доходил до 15—20 сек., чему способствовала нерациональная форма промежуточного жолоба, препятствующая хорошему опоражнению ковша. Опыты показали, что сцепной вес машины 7,6 т не является слишком большим и обеспечивает необходимую величину напора при черпании. В разные периоды погрузки мощность, потребляемая из сети, изменялась в пределах 16,7—28 квт. Таким образом для принятых размеров и производительности машины необходим мотор мощностью порядка 22—25 квт.

Черпаковый механизм работал вполне удовлетворительно, ковш хорошо внедрялся в породу как спереди машины, так и с боков; крупная и мелкая порода одинаково хорошо забиралась ковшем. Вместе с тем выявились и некоторые недостатки конструкции черпакового механизма, из которых следует отметить: отсутствие боковых ограничителей на кронштейне, вследствие чего промежуточный жолоб поворачивался на слишком большой угол; наличие сужения промежуточного жолоба, мешающего высыпанию породы. Отсутствие амортизатора в верхней раме, о которую ударялся ковш, и некоторые другие; в общем же конструкция черпакового механизма полностью себя оправдала. Редуктор подъема и самохода работал все время вполне удовлетворительно и за время испытания никаких неполадок отмечено не было. Однако нужно указать на громоздкость самого редуктора, трудность его сборки и разборки, особенно в шахтных условиях, и наличие значительного количества простых подшипников трения и скольжения, требующих большого ухода.

Работа ленточного конвейера показала, что при наличии на ленте наделок высотой 30 мм порода вполне может подаваться под углом до 30°. Система управления работала безотказно. Принципиальной ошибкой при проектировании являлся неправильный выбор места для машиниста. С поста машиниста очень плохо виден фронт погрузки, не видно, в каком положении находится ковш. Место управления должно находиться в передней части машины, вблизи черпакового механизма.

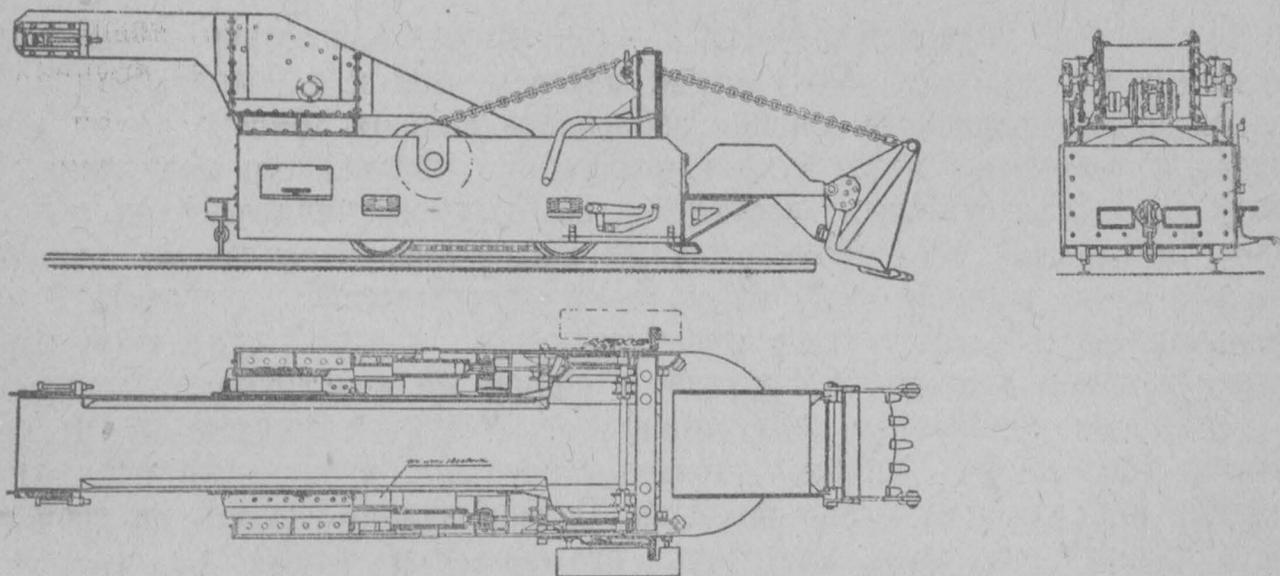
Начиная с апреля 1939 г., экспериментальный образец машины испытывался в шахте при проходке квершлага № 13 горизонта 146 м шахты 9/15 треста Анжероуголь. Из-за того, что квершлаг был закрыт длительное время в связи с весенними водами, срок эксплуатации машины был весьма кратковременным, но вместе с тем эти испытания, наряду с ранее проведенными на поверхности, позволяют сделать следующие основные выводы:

1. Конструкция погрузочной машины и принципы ее работы полностью себя оправдали. Машина проста по конструкции, имеет небольшое число изнашивающихся деталей и вполне удовлетворяет таким образом самым грубым условиям эксплуатации. Управление машиной отличается несложностью и быстро может быть освоено даже рабочим невысокой квалификации.

2. Данные о производительности машины, продолжительности цикла черпания и фактического заполнения ковша перекрывают расчетные величины и практически машина будет иметь производительность порядка 35—38 куб. м за час чистого времени работы.

3. Недостатки выполненного экспериментального образца породной погрузочной машины не являются принципиальными и легко могут быть устранены при создании промышленного образца машины.

В настоящее время закончено составление проекта промышленного образца машины, в котором учтены все дефекты прежней конструкции, и его изготовление экспериментальными мастерскими института. Общий вид этой машины показан на фиг. 4.



Фиг. 4.

Техническая характеристика промышленного образца следующая:

1. Производительность за чистое время работы	40 куб. м час
2. То же за общее время работы	24 " "
3. Полный вес машины	6,5 т
4. Геометрическая емкость ковша	0,18 куб. м
5. Продолжительность цикла черпания	12 сек.
6. Скорость подъема ковша	0,45 м сек.

с ними различных вспомогательных операций. При этом такие операции, как возведение постоянного крепления, крепление и разделка канавы, настилка постоянного пути и т. п., должны производиться в некотором удалении от забоя с тем, чтобы призабойное пространство не было бы перегружено. Для уменьшения абсолютного и относительного времени на различные непроизводительные операции, как, например, въезд и выезд машины, укрепление буровой тележки и т. п., целесообразно принимать возможно большую величину ухода за одно взрывание при сравнительно ограниченном числе циклов в сутки, т. е. 3—4 цикла. Если же по условиям взрывных работ или устойчивости боковых пород нельзя применять шпуров длиной 2—3 м, то неизбежно придется принимать небольшой объем цикла при большом их числе в сутки. С точки зрения организации труда следует стремиться, чтобы в течение смены укладывалось целое число циклов. Труд проходчиков должен быть строго разделен и специализирован, т. е. проходка должна вестись на основе графика цикличности стахановскими методами труда. График должен быть составлен таким образом, чтобы имелась возможность его перевыполнения, а равно и корректировка его при срыве той или иной смены. Число рабочих дней в месяц следует принимать 25, с общим выходным днем для проходческой бригады. Выходные дни должны быть использованы для планово-предупредительного ремонта и осмотра всех механизмов.

Как показывает практика, при проходке выработок нормального сечения, т. е. до 13,5 кв. м, и наличии высокопроизводительных машин, целесообразно принимать сплошной забой; для больших сечений, как, например, рудничные дворы и т. п., рационально иметь передовой забой, который позволит значительно улучшить организацию труда и увеличить скорость проходки.

Таковы, вкратце, основные положения, принятые при разработке проекта комплексной механизации.

Этим же проектом намечается следующее решение отдельных частных вопросов механизации породных работ. Как уже указывалось, погрузка породы в вагонетки решена применением передвижной погрузочной машины конвейерно-ковшевого типа, с производительностью 24 куб. м/час. Для обеспечения быстрой замены груженных вагонеток порожними, что для эффективности погрузки имеет решающее значение, в двух путевых выработках намечено применить роликовую накладную стрелку, а при однопутевых выработках — специальный горизонтальный перегружатель, с помощью которого можно погрузить 6—10 вагонеток без перерыва погрузки. Механизация бурения шпуров на первом этапе решена применением пневматических ударновращательных инструментов, смонтированных на колонках, причем для малых сечений достаточно применить две вертикальных распорных колонки с 4 перфораторами, а для сечений 9—13 кв. м — буровую тележку также с 4 перфораторами. В дальнейшем намечается перейти от ударновращательного бурения к вращательному, что позволит полностью электрифицировать породные работы. Для быстрой настилки временных путей будут применены металлические легкоразбор-

ные шпалы, уже проверенные на практике и полностью себя оправдавшие.

Достаточно серьезным вопросом является крепление. При быстрых уходах неизбежным явится временное крепление забоя. Временное крепление разработано в 2 вариантах: щит, передвигающийся вслед за забоем, за которым должна возводиться постоянная крепь, и металлические стойки с огнивами, которые также должны впоследствии заменяться деревянными. Опыт покажет, какой из этих видов крепления окажется рациональным.

Разработанные конструкции механизмов и различных приспособлений являются экспериментальными и требуют опытной проверки, после чего уже смогут быть рекомендованы для широкого внедрения. В начале 1940 г. намечено провести опытную скоростную проходку, которая наилучшим образом и позволит проверить весь комплекс механизмов.

Предварительно намечаются следующие среднеэксплуатационные скорости прохождения горизонтальных породных выработок:

- а) для выработок сечением 6—7 кв. м 200 пог. м/месяц
- б) для выработок сечением 9—10 кв. м 175 пог. м/месяц
- в) для выработок сечением 12—15 кв. м 150 пог. м/месяц

Необходимо подчеркнуть, что весь комплекс механизмов разработан не с целью установления единичного рекорда, а в целях получения высоких скоростей в среднеэксплуатационных условиях с тем, чтобы все оборудование в кратчайший срок могло быть внедрено в практику работы шахт Кузбасса, а равно и иных угольных районов и бассейнов нашей страны. Намеченные скорости проходки в 150—200 пог. м в месяц далеко не являются пределом и при освоении этого оборудования смогут быть значительно перекрыты. Разработанный профиль механизации породных работ обеспечит рост производительности труда в 2,5—3 раза и, соответственно, снизит стоимость погонного метра выработки. Другими словами, новая механовооруженность позволит поднять породные подготовительные работы на новую техническую ступень и догнать в области проходческих работ передовые капиталистические страны.

Совершенствуя дальше эти механизмы и повышая их производственную мощь, мы сможем еще более увеличить производительность труда и темпы проходки и выйти на первое место в мире в области горнопроходческих работ.

ИТОГИ РАБОТЫ ПО ВЫБОРУ ТИПА ЗАКЛАДОЧНОЙ МЕТАТЕЛЬНОЙ МАШИНЫ

В связи с переходом на разработку мощных пластов с закладкой, исключительное значение приобретает механизация закладочных работ, в частности, вопрос о создании закладочной машины.

Существующие заграничные образцы метательных закладочных машин не отвечают всем требованиям, предъявляемым к подобному типу машин, в силу чего механизация возведения закладки за границей пошла по пути применения пневматических закладочных машин. Применение пневматических машин требует наличия дорогостоящего и сложного пневматического хозяйства и ведет к необходимости иметь в забое два различных вида энергии — электрическую и пневматическую, что вызывает в свою очередь дополнительные трудности при эксплуатации. В силу изложенного встал вопрос о создании метательной закладочной машины с электрическим приводом.

Группа механизации Кузнецкого угольного института и поставила перед собой задачу создания такой закладочной машины, которая бы отвечала следующим основным требованиям:

1. Производительность машины в пределах 80—100 км в час.
2. Дальность бросания 10—12 м.
3. Небольшой угол рассеивания как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскостях (кучность бросания).
4. Отсутствие искрообразования при работе машины.
5. Небольшой вес и габариты машины.
6. Достаточная прочность и долговечность как всей машины, так и отдельных ее элементов.
7. Использование электрической энергии для привода.
8. Безопасность для обслуживающего персонала.
9. Надежность работы машины.

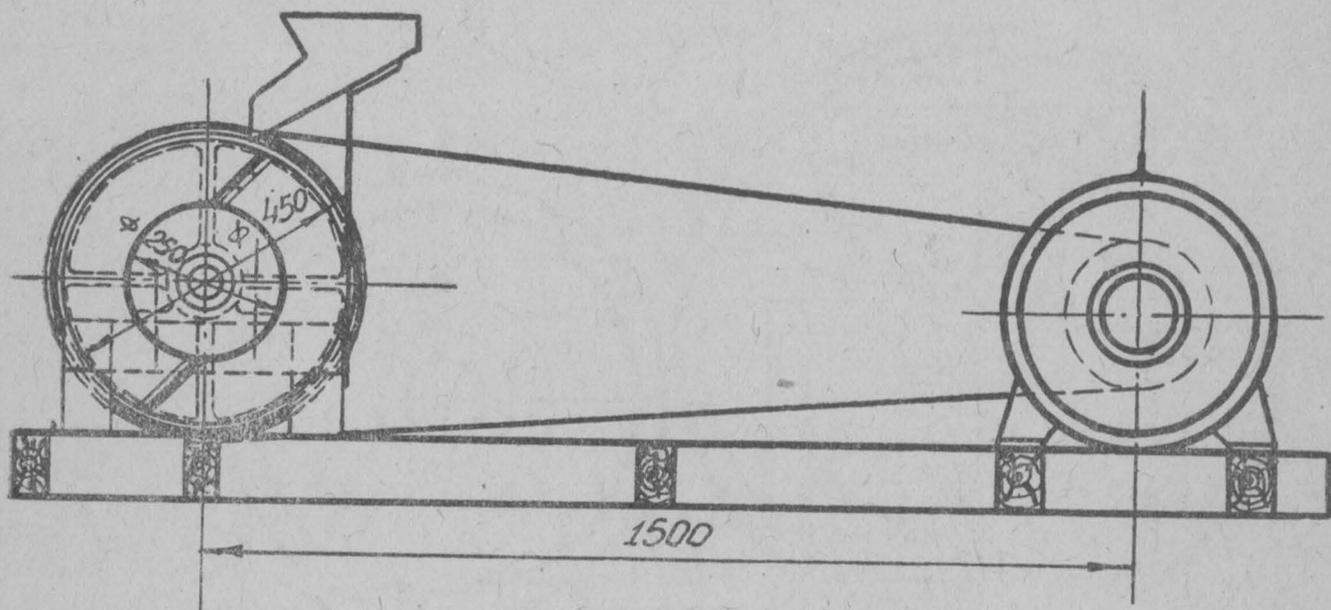
Для этого был проведен ряд экспериментов над различными видами закладочных машин, чтобы затем на основе этого выбрать наиболее рациональный принцип работы закладочной машины.

Ниже дается описание ряда экспериментальных образцов закладочных машин и результатов их испытания.

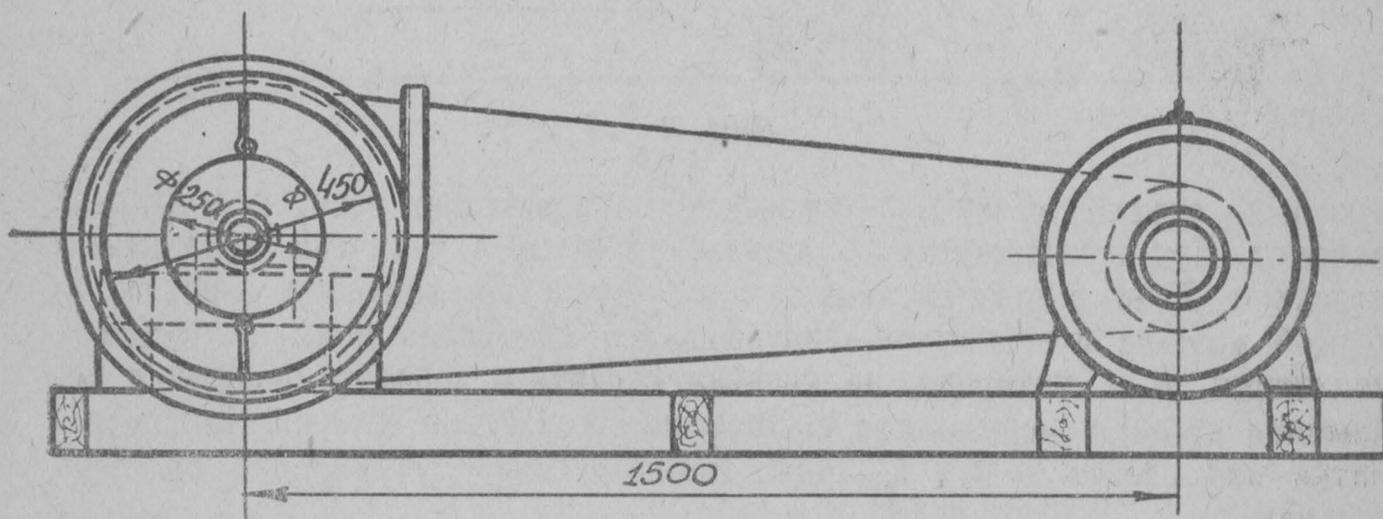
ПЕРВЫЕ ОПЫТЫ

Начиная с 1936 г., институтом были изготовлены экспериментальные образцы различных закладочных машин, которые подверглись всестороннему испытанию в стенах института.

В первом своем оформлении эти машины (см. фиг. 1 и 2) представляли собой барабан (А) с двумя радиально расположенными лопастями,



Фиг. 1.



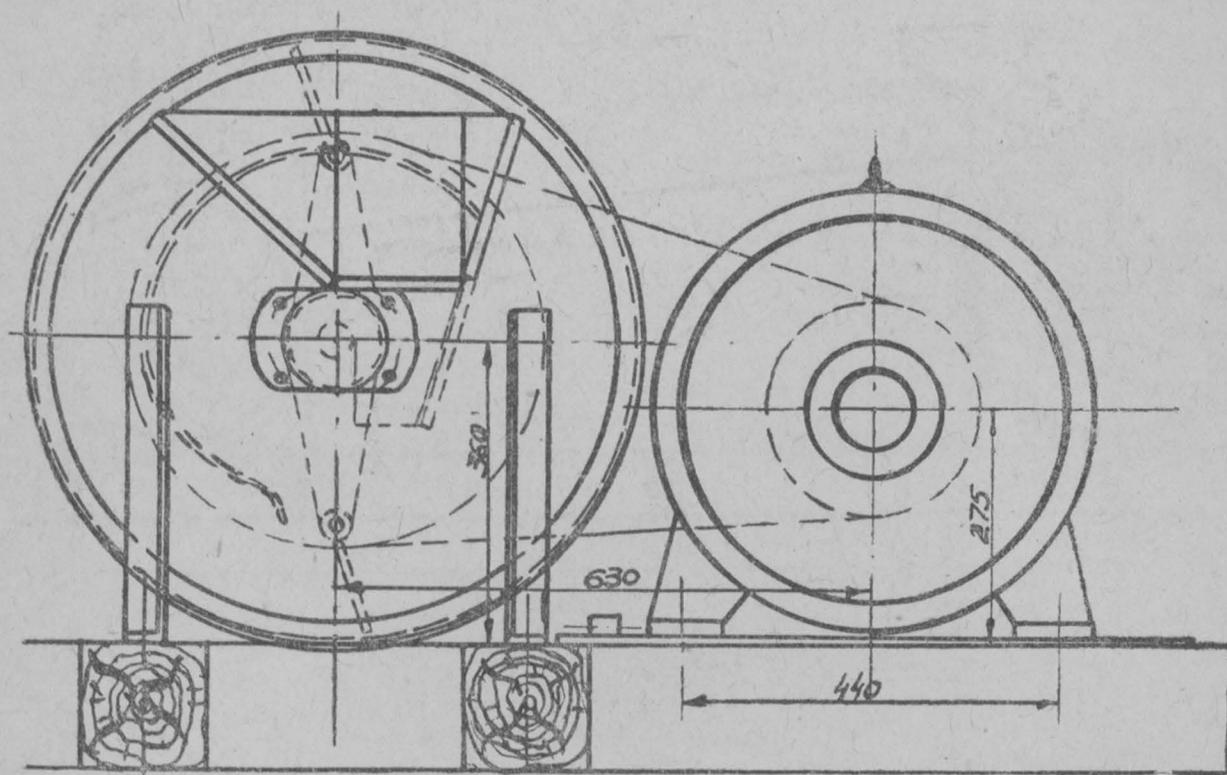
Фиг. 2.

в одном случае закрепленными наглухо и под углом, в другом случае — шарнирно. Привод осуществлялся от мотора мощностью 2,85 квт, с числом оборотов 1450. Окружная скорость концов лопаток была в пределах 15 м/сек.

При опробовании этой примитивной машины стало очевидно, что в таком виде она непригодна, ибо рассеивание материала было чрезмерно

велико, что создавало даже опасность для обслуживающего персонала, так как движение материала не подчинялось какой-либо определенной закономерности. Поэтому встал вопрос о создании принудительного направления полета закладочного материала после приобретения им удара от вращающихся лопаток. Кроме этого, отдельные куски закладки заклинивались между лопатками и кожухом, что приводило к быстрому разрушению машины, независимо от способа крепления лопаток (шарнирно или наглухо).

Экспериментальные образцы машины, изображенные на фиг. 3, отличаются от предыдущих только боковой подачей закладочного материала.

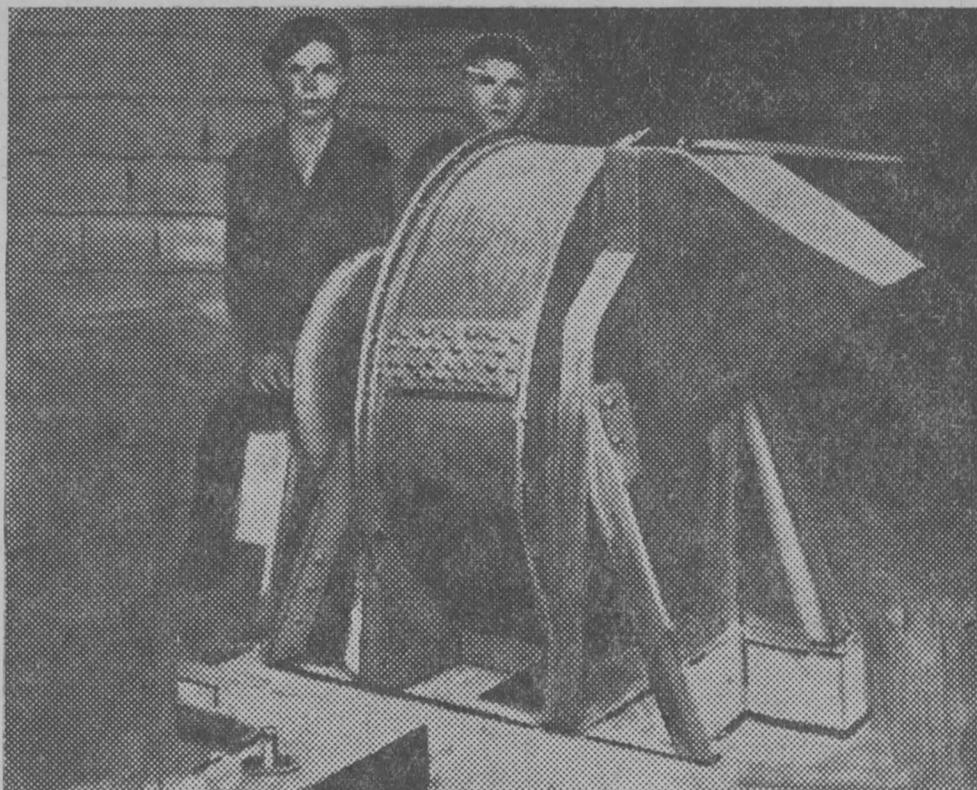


Фиг. 3.

что было сделано с целью устранения заклинивания лопаток и кожуха машины. При испытании этих машин встретились с другим неприятным явлением. Если в первых машинах мы имели заклинивание лопаток, то в этой машине происходило «закусывание» материала между кожухом и лопатками, т. е. материал, не успевая сходить с лопаток, попадал в положение куска, перерезанного ножницами, вследствие чего изгибались лопатки или рвался кожух машины. Конструктивное оформление подобной машины видно на фотографии 4.

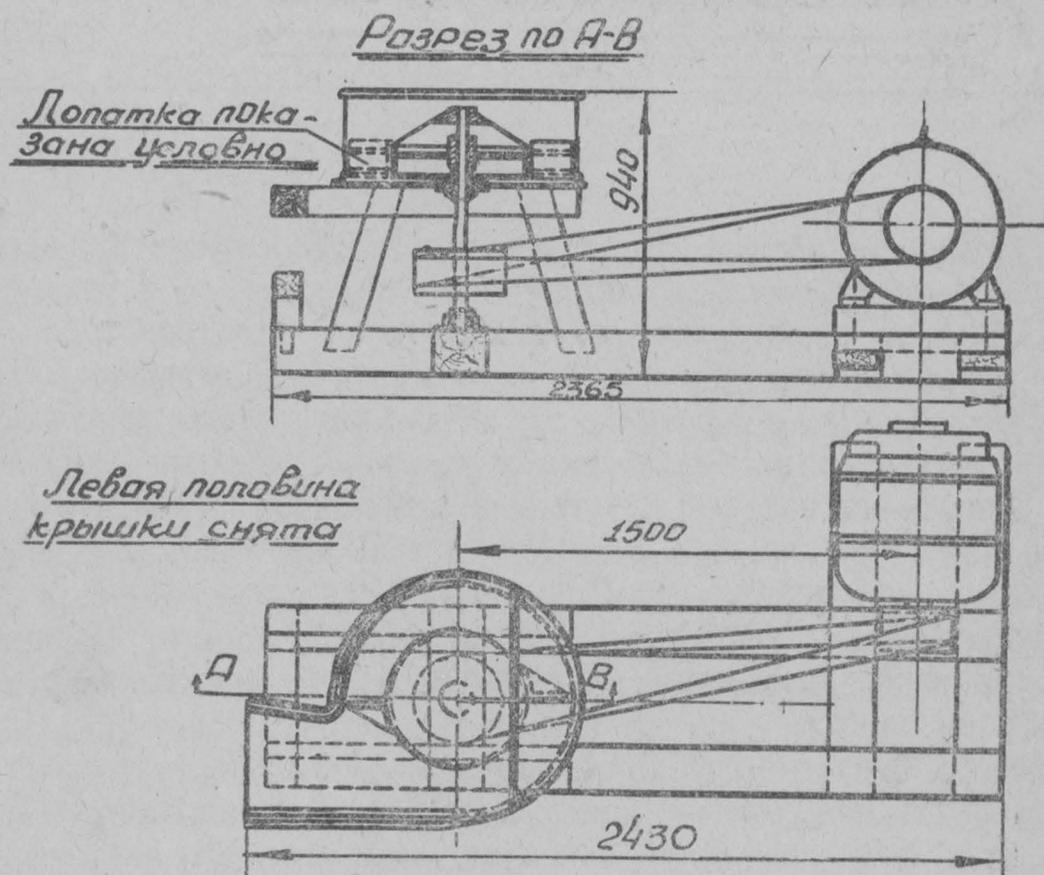
Распределение закладки у последних двух образцов закладочных машин было неудовлетворительное.

Наконец, образец фиг. 5 механического бутчика, конструкция которого достаточно ясна из прилагаемого чертежа, имел те же недостатки, что и у предыдущих моделей. Кроме того, машина давала большое горизонтальное рассеивание, а следовательно и неудовлетворительную закладку. Получалась не забутовка, а постепенная навалка закладочного материала. Экспериментальные испытания всех выше перечисленных ма-



Фиг. 4.

шин, основанных на центробежно-ударном принципе работы, показали, что этот принцип неприемлем для конструирования закладочных машин. Машины не дают удовлетворительного распределения закладочного материала

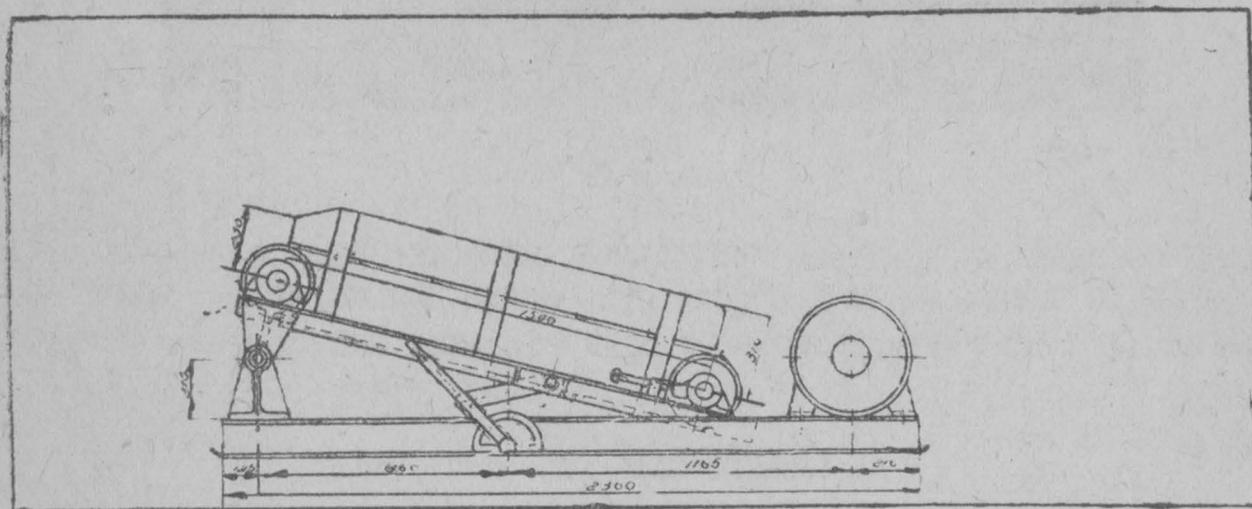


Фиг. 5:

ла в силу того, что закладочный материал не подчиняется общему закону полета в силу целого ряда условий.

Точно также и с точки зрения прочности машины эти принципы предъявляют ряд серьезных требований, т. к. закладка, приходя в соприкосновение с быстро вращающимися лопатками, деформирует их, а зачастую и разрушает, что в конечном счете выводит из строя всю машину. Кроме того, эти машины требуют равномерной их загрузки и обладают незначительной производительностью. Эти отрицательные качества закладочных машин, построенных по центробежному принципу, вынудили отказаться от них и искать иных принципов метания кусков закладочного материала.

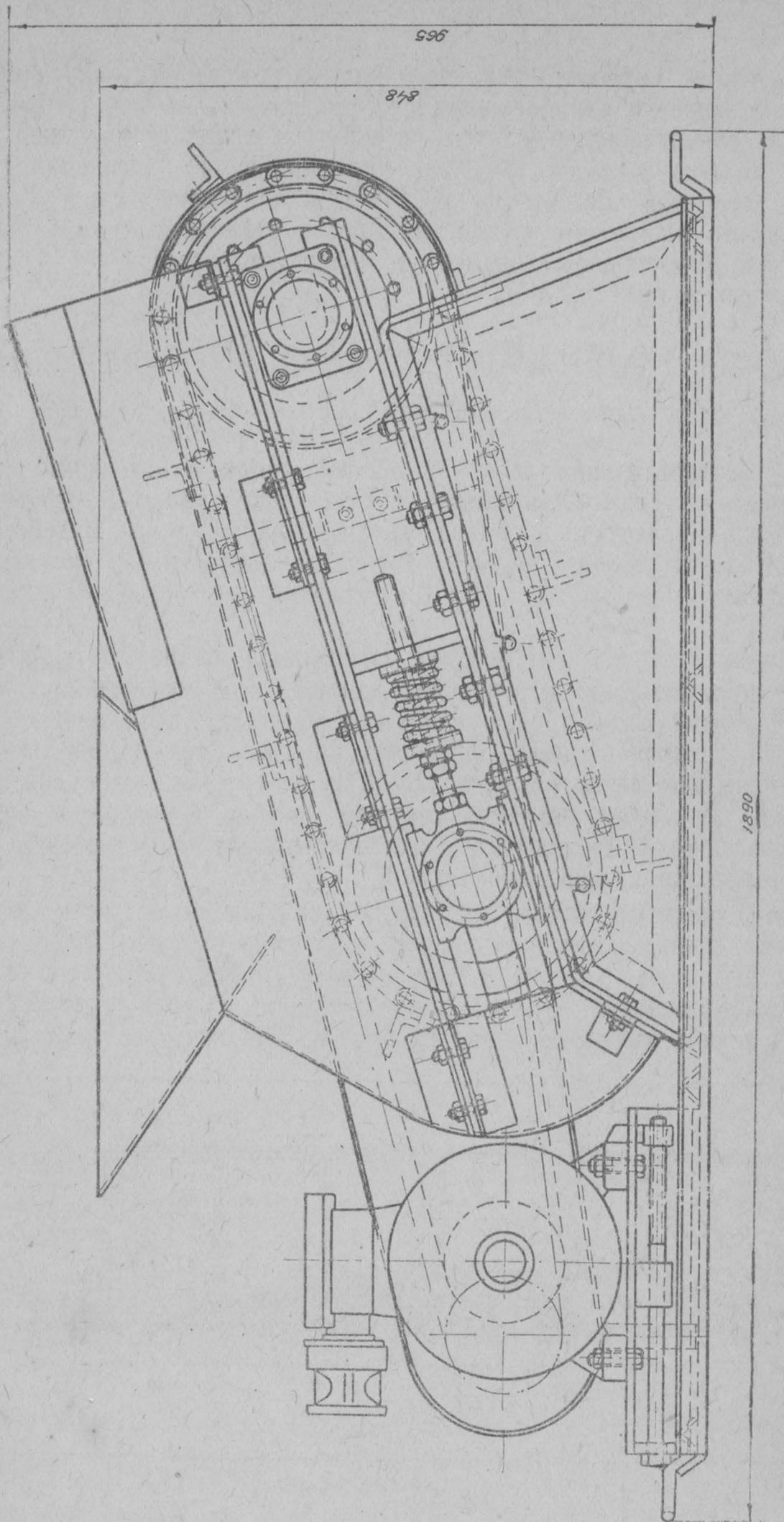
При обобщении материала обратила на себя своей простотой закладочная машина ленточного типа «Менингофа». Была изготовлена аналогичная опытная машина. Эта закладочная машина, изображенная на фиг. 6, имеет ленту, которая огибает два барабана и несет на себе на-



Фиг. 6.

делки из уголкового железа. Рычажное устройство служит для изменения угла наклона подвижной рамы машины, а следовательно и угла бросания закладки. Машина приводится во вращение от электромотора мощностью 6,8 квт с числом оборотов 750 в минуту. Закладочный материал через приемный бункер подается на ленту над задним барабаном. Для того, чтобы материал не сваливался в стороны, сделаны боковые щиты. В период испытания наделки из уголков заменялись наделками из кусков резиновой ленты, но как первые, так и вторые не выдерживали длительной работы и отрывались. Отрыв их обуславливался наличием больших ударов кусков породы о наделки во время работы машины. Во время опытов менялось расстояние между наделками, но это положение дело с их креплением не меняло.

При работе ленточная машина давала большое вертикальное рассеивание, устранить которое пытались постановкой защитного кожуха, но это привело к тому, что куски закладки, отражаясь от верхней крышки кожуха, теряли скорость и, меняя направление, падали в непосредствен-



Фиг. 7.

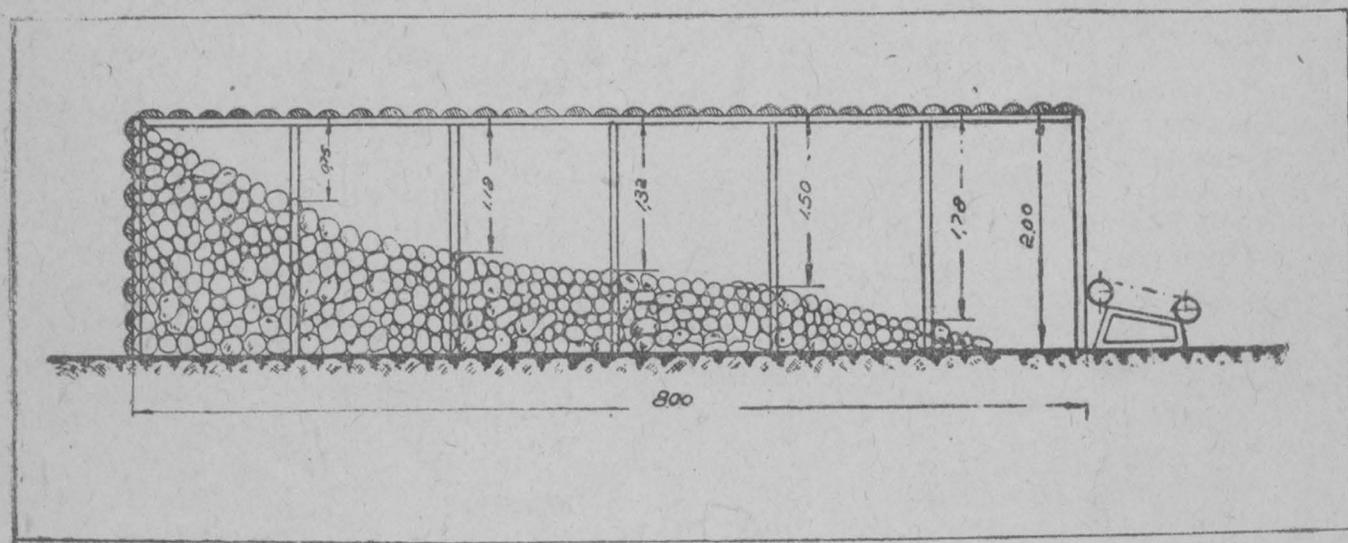
ной близости от машины; кроме того, при столкновении с основной массой потока закладки они нарушали его траекторию, но все же рассеивание было сравнительно небольшим и мириться с ним было можно. Была сделана попытка заставить работать эту машину без наделок, т. е. с гладкой резиновой лентой, но результаты получались отрицательные: ввиду слабого сцепления кусков закладки с резиновой лентой закладка не получала надлежащей скорости и падала непосредственно около машины на расстоянии 3—4 м.

РАБОТЫ НАД МАШИНАМИ С ГУСЕНИЧНОЙ ЛЕНТОЙ

Неудовлетворительная работа резиновой ленты с наделками в первой машине по типу «Менингофа» и отсутствие данных о работе гладких лент на закладочных машинах заставили искать новых путей замены резиновой ленты другим, более устойчивым, материалом. Так возникла мысль о замене резиновой ленты гусеничной с металлическими звеньями.

Гусеничная закладочная машина, показанная на фиг. 7, работает по тому же принципу, что и ленточная машина, т. е. необходимая скорость кускам закладки придается за счет удара об уголки, укрепленные на поверхности гусеничной ленты. Барабаны машины были футерованы резиной, и вращение ленты осуществлялось за счет трения ее о поверхность барабанов. От мотора передний ведущий барабан вращался с помощью клинчатых ремней. Гусеничная лента закрывалась направляющим кожухом, который имел приемную воронку.

Первый опытный образец закладочной машины гусеничного типа испытывался сперва в опытном штреке и затем в эксплуатационных условиях на шахте им. Сталина в Прокопьевске. Первые опыты были достаточно благоприятными. Распределение закладки в опытном штреке в начальный период работы показано на фиг. 8. Как видно из этого чертежа,



Фиг. 8.

наибольшее накопление материала происходит на расстоянии 8,0 м, но в то же время значительный объем закладочного материала распределяется и по длине штрека. Первая гусеничная лента была сделана весьма примитивно, причем звенья выполнялись из низкокачественного сталеного литья, в силу чего износ шарниров был весьма значителен, и лента практически вышла из строя после закладки 50 куб. м. После этого были изготовлены 3 новых образца гусеничных закладочных машин с усиленной лентой, которые были переданы в эксплуатацию на шахты им. Сталина и 3-3 бис в Прокопьевске. Одна из машин попала в завал при обрушении диагонального слоя в самый начальный период эксплуатации, две других проработали около месяца. За этот период ими было забучено около 700 куб. м. Эти испытания позволили установить, что гусеничные машины, в основном, отвечают требованиям эксплуатации, но имеют, вместе с тем, и ряд серьезных недостатков, а именно: быстрый износ самой ленты, значительное рассеивание закладочного материала, весьма интенсивное искрообразование при ударах кусков закладки о направляющий кожух.

Вследствие того, что других образцов закладочных машин в тот период не было, Кузбасскомбинат организовал производство гусеничных закладочных машин на Кемеровском механическом заводе, причем конструкция этих машин была несколько переработана, а звенья гусениц были приняты штампованными.

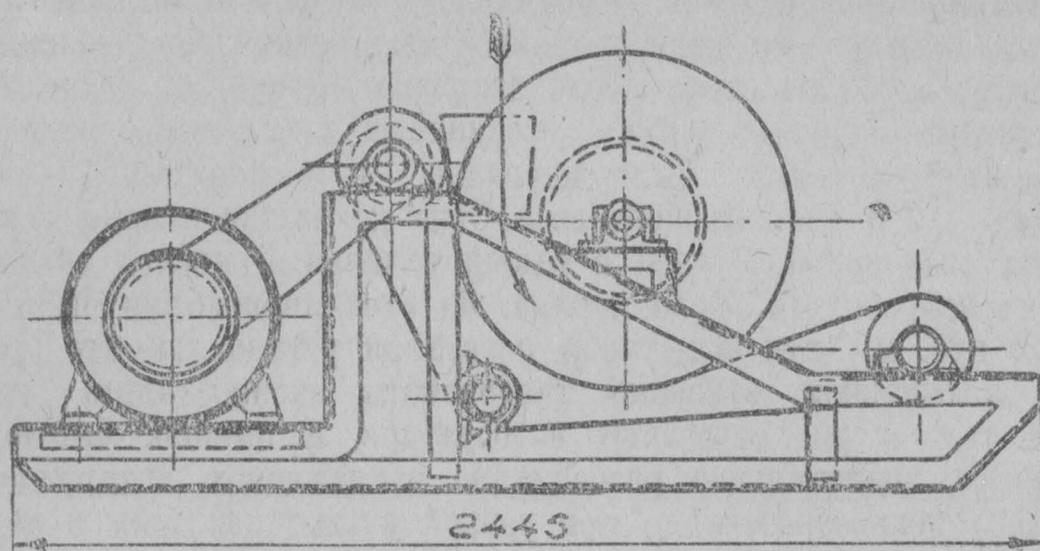
Испытания первых образцов гусеничных машин, изготовленных Кемеровским заводом, с различными вариантами гусеничной ленты, все же не дали положительных результатов, так как даже при испытаниях на поверхности, при небольшом объеме пропущенной через машину породы, наблюдался весьма значительный износ и нагрев гусеничной ленты. В связи с этим изготовление гусеничных машин на заводе было прекращено и ни одна машина не была выпущена для эксплуатации на шахтах.

МАШИНА БАРАБАННО-ЛЕНТОЧНОГО ТИПА

Параллельно с работой над машиной с гусеничной лентой институт продолжал усовершенствование метательной машины с гладкой резиновой лентой.

Для этих целей был изучен ряд принципов, известных в литературе и применяемых для аналогичных целей в различных областях техники. В результате остановились на широко известном принципе метания сыпучих материалов, в основу которого заложена идея придания скорости материалу за счет сцепления с движущейся гладкой лентой, где для увеличения величины сцепления ленты с материалом используются центробежные силы за счет движения материала по вогнутой поверхности ленты. По этому принципу работы была изготовлена опытная машина. В этой машине вогнутость ленты создавалась за счет оттяжных роликов, причем лента была поставлена совершенно гладкая. При испы-

тании ее выяснилось, что вогнутость чрезмерно мала и не обеспечивает хорошего сцепления закладочного материала с гладкой лентой. Вторая машина, изображенная на фиг. 9, была изготовлена с большей вогнуто-



Фиг. 9.

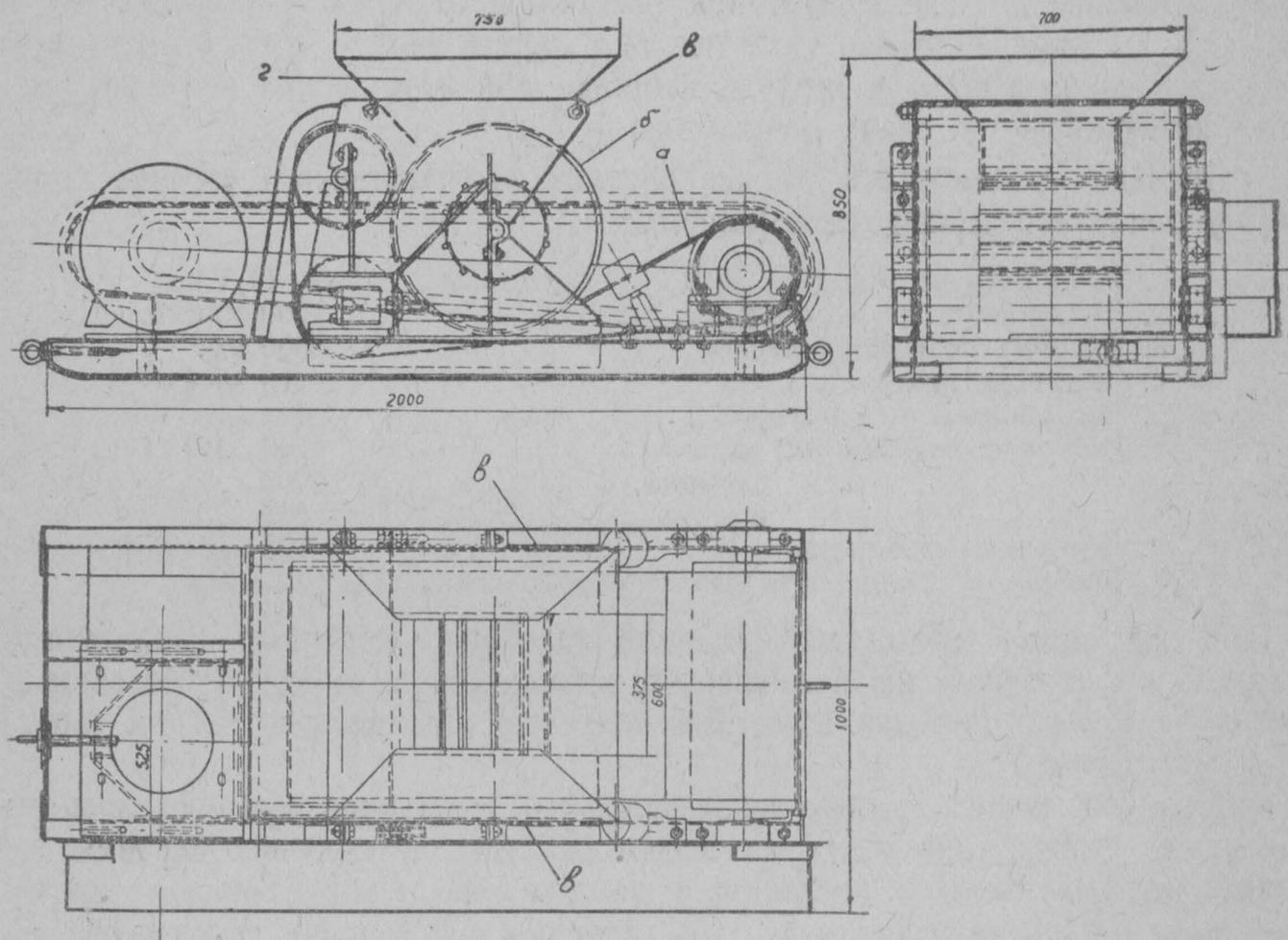
стью ленты, за счет чего надеялись получить большую величину центробежной силы, а следовательно и лучшего сцепления с лентой, что дало бы возможность придать материалу надлежащую скорость, равную скорости ленты. Вторая опытная модель, впоследствии названная «барабанно-ленточной», имела три небольших барабана и один барабан большого диаметра, который создавал необходимую вогнутость резиновой ленты. В средней части большого барабана имелась полость и лента прижималась только боковыми кромками барабана. Загрузка закладочного материала осуществлялась в направлении стрелки, т. е. в пространство между лентой и внутренней поверхностью большого барабана. Куски закладки, попавшие на вогнутую часть ленты, за счет центробежной силы прижимались к ленте и выбрасывались в месте схода ленты с переднего барабана.

Опыты показали, что действия центробежной силы вполне достаточно для прижимания закладочного материала к ленте и лишь небольшая часть его не успевает получить достаточного сцепления и выбрасывается на небольшие расстояния. Первоначально закладочные машины барабанно-ленточного типа были рассчитаны на работу с мелким сыпучим закладочным материалом: песок, галечник, глина, вследствие чего первый образец машины проходил испытания на шахте Центральной Кемеровского района, где в качестве закладки применялись речники, т. е. песок с галечником и небольшим содержанием глины. Машина была установлена в системе зон с закладкой. Испытания, происходившие в январе 1938 г., дали весьма благоприятные результаты. В течение месяца машина забутила около 400 куб. м выработанного пространства, но вслед за этим резиновая лента порвалась на стыке, который был выполнен весьма примитивно с помощью медных заклепок. При работе с сыпучим материалом

кучность и дальность полета были вполне удовлетворительными. Машина укладывала закладку на расстоянии до 12,0 м.

Впоследствии была доказана возможность работы машины при наличии дробленой кусковой закладки.

Прежде чем изложить результаты испытания промышленных образцов закладочных машин, приведем описание последней ее конструкции, которая показана на фиг. 10.



Фиг. 10.

Барабанно-ленточная закладочная машина имеет замкнутую гладкую резиновую ленту (а), огибающую три малых барабана, из которых один является натяжным, другой (передний) ведущим, третий направляющий и четвертый барабан большого диаметра (б) служит для создания необходимой вогнутости резиновой ленты. Этот большой барабан имеет полость, причем внутренняя цилиндрическая часть барабана снабжена небольшими ребрами, назначение которых заключается в отбрасывании кусков закладки, поступающей через приемную воронку к поверхности ленты, и придании им некоторой начальной скорости, чем достигается лучшее сцепление закладочного материала с лентой и, следовательно, лучшее его выбрасывание. Барабаны укрепляются к боковым щекам (в), сверху которых укреплена приемная воронка (г) с сечением в плане 700×750 мм, которое обеспечивает непосредственное питание закладочной машины с ленточного конвейера с шириной ленты до 700 мм. Все барабаны легко снимаются со станков, что способствует быстрой замене резиновой ленты. В нижней

5. Машина нетребовательна к составу закладочного материала как по крупности, так и по петрографическому составу, и даже примесь влажной глины не оказывает влияния на ее работу.

6. Производительность машины 80—100 куб. м/час соответствует производительности ленточного конвейера и обеспечивает возведение закладки за короткий промежуток времени.

7. Работа машины происходит без шума и искрообразования.

8. Конструкция машины отличается простотой и надежностью в работе.

Вместе с тем испытания выявили и ряд недостатков, основными из которых являются:

- 1) наличие ременной передачи;
- 2) отсутствие механизма для изменения угла бросания;
- 3) значительные габариты и вес.

Несмотря на вполне удовлетворительные результаты первых опытов, при дальнейшей эксплуатации машин выявилась необходимость дальнейшего улучшения их конструкции. Группа механизации КНИУИ продолжает работать в настоящее время над усовершенствованием этой закладочной машины, что поставлено очередной задачей.

Эта работа идет по следующим направлениям:

1. Замене стандартного мотора специальным моторобарабаном.
2. Созданию машины с изменяющимся углом бросания.
3. Выбору наиболее выгодного режима работы.

Удовлетворительное разрешение поставленных задач исключит все вышеперечисленные недостатки, выявленные в процессе испытания машины.

Ориентировочные габариты и вес закладочной машины с моторобарабаном намечаются следующие:

высота 850,
длина 1500,
ширина 800 мм.

Вес с мотором 550—600 кг.

Следовательно, намеченные изменения конструкции дадут возможность снизить габаритные размеры закладочной машины по сравнению с существующей по длине на 640 мм, по ширине на 200 мм и снизить вес на 200—250 кг.

Приспособление для изменения угла бросания закладки придает большую оперативность в работе. Все это в совокупности позволит создать небольшую легкую закладочную машину более совершенную, чем существующая. Таким образом, в итоге почти 3-летней работы коллектив группы механизации с успехом решил поставленную задачу и созданная им конструкция барабанно-ленточной закладочной машины является серьезным достижением этой группы.

ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНАЯ ЛЕБЕДКА ДЛЯ ВРУБОВЫХ МАШИН НА КРУТОМ ПАДЕНИИ

Тяжелые врубовые машины с прямым и отбойным баром, начиная с 1938 г., получили широкое распространение при разработке крутопадающих пластов Кузбасса. Применение врубовых машин на крутом падении требует создания специальных условий, которые препятствовали бы падению машины на конвейерный штрек и создавали бы безопасные условия для труда рабочих.

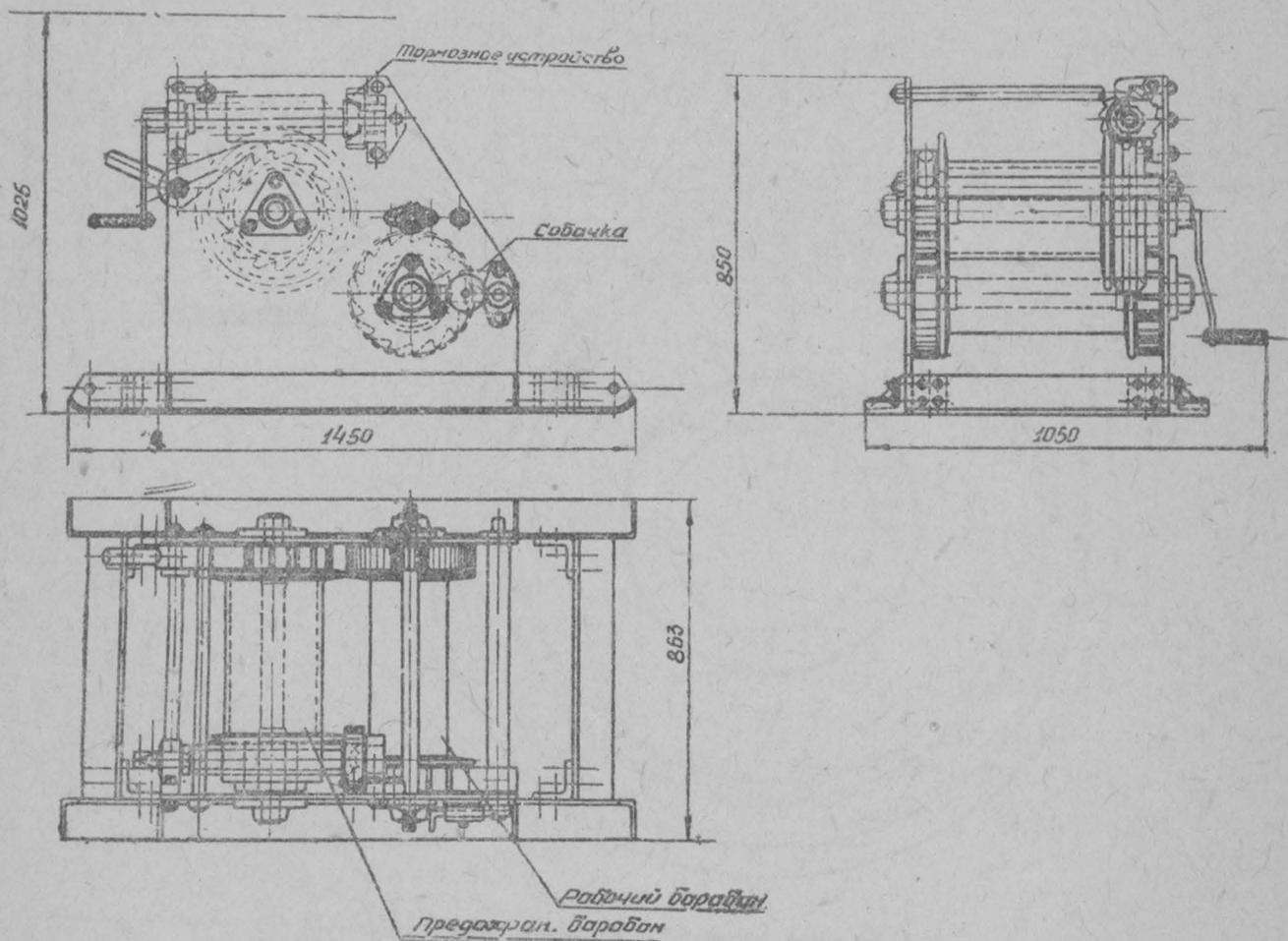
Установившимся приемом работы было использование на верхнем вентиляционном штреке специальной лебедки, к которой прикреплялся предохранительный канат, связанный с корпусом врубовой машины. При этом ведущий рабочий канат составлялся из отдельных звеньев, по длине равных емкости барабана врубмашины, а верхний конец его укреплялся на стойке, специально заделанной вверху лавы.

Вслед за движением врубовой машины во время зарубки лебедчик подтягивал предохранительный канат, который в случае обрыва ведущего каната и должен был удерживать машину от падения. После того, как врубовая машина переместится на определенную длину и ведущий барабан ее будет заполнен канатом, зарубка приостанавливалась и вес машины переводился на предохранительный канат. После этого выбрасывалось звено из ведущего каната, канат с барабана сматывался и прикреплялся к следующему звену, включалась рабочая скорость машины и зарубка продолжалась тем же порядком. Операция перецепа каната повторялась каждый раз после заполнения ведущего барабана врубовой машины канатом. Спуск машины вхолостую осуществлялся в обратной последовательности, т. е. ведущий канат периодически наращивался добавлением звеньев. Нередко спускают машину, пользуясь только предохранительной лебедкой, т. е. на одном канате.

Способ работы врубовой машиной с перецепами каната, в условиях крутого падения, не может быть признан полностью рациональным, а вместе с тем и безопасным. Благодаря наличию в ведущем канате соединений в виде крючков и проушин всегда может иметься слабое место,

которое приведет к аварии. Использование простых грузоподъемных лебедок для этих целей также весьма неудобно и небезопасно для лебедчика, который в случае обрыва ведущего каната может получить удар рукояткой. Наконец, сама операция по перецепке звеньев каната занимает длительное время, что снижает возможную производительность врубовой машины, так как непроизводительные потери времени, вызванные применением этого несовершенного способа, весьма значительны. Недостатки способа работы с перецепками каната, резко выявившиеся еще при первом освоении врубовых машин на шахтах Прокопьевского района Кузбасса, заставили пойти по пути применения двухбарабанных предохранительных лебедок. Первые опыты в этом направлении, сделанные в 1938 г., показали, что применение двухбарабанных лебедок позволяет исключить перецепы каната и более рационально организовать весь процесс работы врубовой машины на крутопадающих пластах. Сперва для этих целей переделывались обычные ручные однобарабанные лебедки, грузоподъемностью в 3 т, в передней части которых прикреплялся второй барабан для периодического наматывания ведущего каната, и впоследствии группой механизации КНИУИ была спроектирована специальная предохранительная лебедка, принятая Кузнецким угольным комбинатом для массового внедрения на шахтах Кузбасса.

За последнее время наметилась тенденция к автоматизации работы врубовой машины, в том числе и в условиях крутого падения. Некоторыми зарубежными фирмами выпускаются предохранительные лебедки, ра-



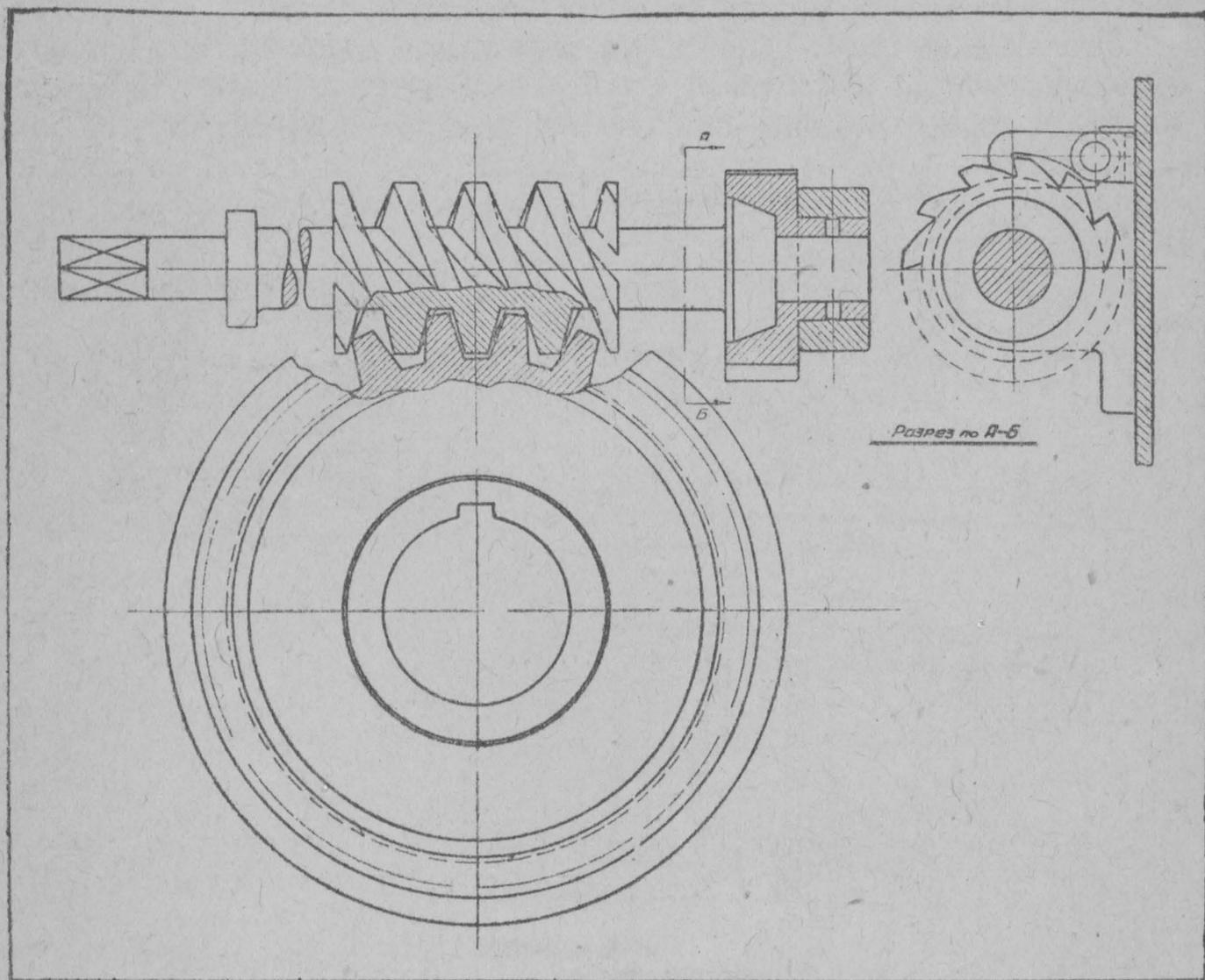
Фиг. 1.

ботающие автоматически. Признавая, что эта тенденция заслуживает серьезного внимания, мы тем не менее при проектировании остановились на ручном приводе с тем, чтобы, создав наиболее простую по конструкции лебедку, быстрее внедрить ее в практику работы шахт Кузбасса, поскольку создание лебедки с электроприводом потребовало бы значительно-го времени.

Но вместе с тем, при выборе конструкции были поставлены достаточно серьезные требования, в частности в отношении автоматичности действия, предохранения лебедчика от удара в случае обрыва каната и т. п.

В результате этой работы и была создана специальная предохранительная лебедка, описание конструкции которой и составляет цель данной статьи.

Эта предохранительная лебедка, показанная на фиг. 1, имеет два барабана. Один из них, расположенный внизу, предназначен для наматывания ведущего каната врубовой машины. Этот барабан имеет храповик и привод из одной пары зубчатых колес. Привод рассчитан лишь на тяговое усилие, необходимое на выбирание свободной ветви ведущего каната,



Фиг. 2.

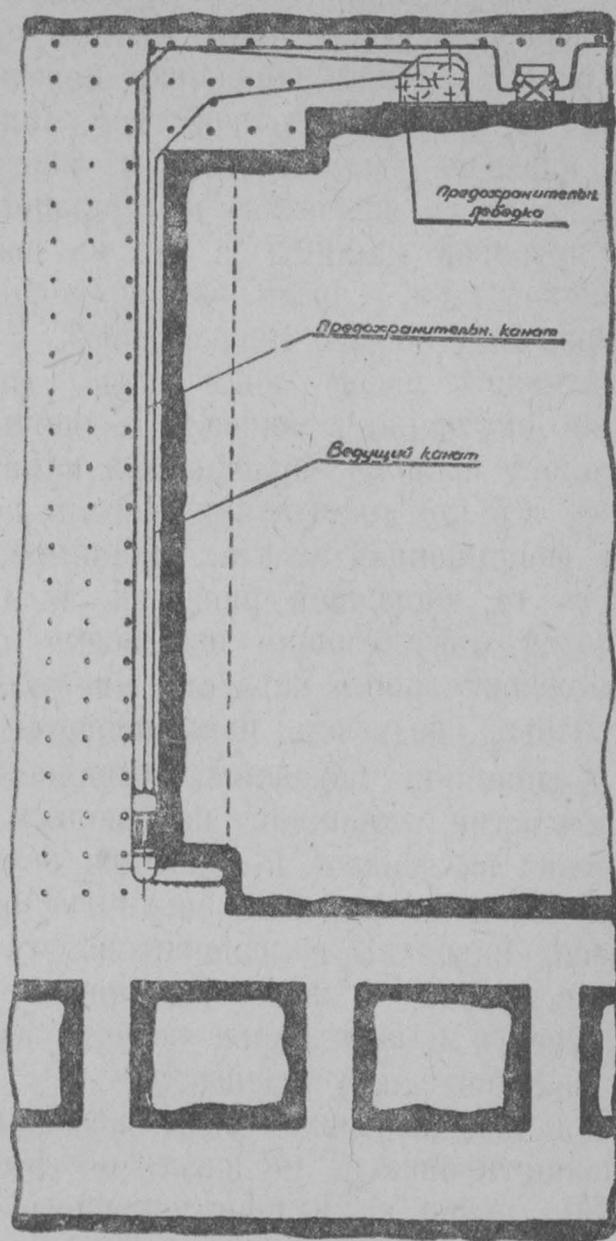
ляется стойками. Ведущий канат врубовой машины с длиной, равной расстоянию от нижнего положения машины до места установки лебедки, закрепляется на рабочем (переднем) барабане лебедки. Этот канат не должен иметь каких-либо счалок или соединений. Второй, предохранительный канат, одним концом укрепляется к корпусу врубовой машины и верхним концом к предохранительному барабану лебедки. Ведущий барабан переводится через направляющий ролик, который укрепляется вверху лавы на стойке. В период зарубки рабочий барабан по существу представляет собой неподвижную опору для ведущего каната.

Работа протекает следующим образом:

При наличии закрепленного на лебедке каната врубовая машина начинает зарубать лаву. Во время ее движения вверх лебедчик, работая рукояткой предохранительного барабана, сидящий на валу червяка, наматывает канат, следя, чтобы последний был все время в полунатянутом состоянии. После того, как барабан врубовой машины заполнится канатом, приостанавливают зарубку, вес машины переводят на предохранительный канат, барабан включают на холостой ход и начинают сматывать канат. В этот момент лебедчик, действуя боковой рукояткой, наматывает излишек каната на рабочий барабан.

Вслед за этим зарубка продолжается, пока вторично не заполнится барабан машины, после чего опять производится остановка и сматывание каната на рабочий барабан лебедки. Спуск врубовой машины вхолостую происходит в обратной последовательности. При этом врубовая машина в период остановки набирает канат, который затем сматывает при спуске. Лебедчик же вслед за машиной постепенно сматывает канат с предохранительного барабана. Можно спускать машину прямо на предохранительном канате, с помощью одной лебедки, но способ этот менее безопасен, чем спуск самоходом, так как при последнем врубовая машина все время поддерживается двумя канатами.

Выбранная схема лебедки исключает возможность аварии, так как



Фиг. 3.

и в период зарубки и в период спуска врубовая машина висит на двух канатах. Принятое самотормозящее устройство вместе с этим исключает и повреждение руки лебедчика при обрыве рабочего каната, так как тормоз автоматичен и действует мгновенно.

В настоящее время на крутопадающих пластах Кузбасса работает около 30 предохранительных лебедок данной конструкции, изготовление которых налажено на Кемеровском механическом заводе. Проведенное летом 1939 г. обследование работы этих лебедок на шахтах Прокопьевского района показывает, что лебедки работают нормально и вполне удовлетворяют требованиям эксплуатации. Никаких дефектов в их конструкции не отмечено.

Этот полугодовой опыт эксплуатации предохранительных лебедок на шахтах позволяет считать, что конструкция их полностью оправдалась и может быть рекомендована для широкого внедрения, что позволит создать вполне безопасные условия для труда при работе тяжелых врубовых машин на крутом падении.

IV

БОРЬБА С ПОДЗЕМНЫМИ
ПОЖАРАМИ

К ВОПРОСУ О ТУШЕНИИ И ПРЕДУ- ПРЕЖДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ ДЫМОВЫМ ГАЗОМ

I

Подземные пожары в угольной промышленности являются бичом производства. Пожары расстраивают нормальный ход работ, угрожают безопасности людей, занятых на подземных работах, и если к борьбе с ними не подготовились заранее, то они могут нацело вывести шахту из рядов действующих предприятий.

Разработка мощных крутопадающих пластов на наших рудниках в течение ряда лет велась хищническими системами, сопровождавшимися огромными потерями полезного ископаемого, следствием чего и явились подземные пожары.

В настоящее время эти системы ликвидируются и этим устраняется одна из основных причин возникновения пожаров. Но, тем не менее, опасность возникновения подземных пожаров от случайных причин существует. Поэтому борьба с подземными пожарами ни в коей мере не должна ослабевать и способы борьбы с ними необходимо совершенствовать.

В настоящее время из способов тушения и предупреждения подземных пожаров в Кузбассе наибольшее распространение получили: заилровка пожарных участков, обортовка и засыпка провалов, засыпка печей на поверхности, возведение противопожарных перемычек и т. д.

Эффективность этих способов несомненна, но все они требуют огромных затрат сил и средств. Кроме того, заилровка в отдельных случаях может угрожать прорывом пульпы в рабочий горизонт, вызвать затопление выработок и создать затруднения в очистных и подготовительных работах.

В связи с этими обстоятельствами инженерная мысль была направлена на изыскание более совершенных способов тушения и предупреждения подземных пожаров.

В заграничной практике, в частности в угольной промышленности Англии, уже значительное время применяются для тушения подземных пожаров инертные газы.

Этот способ заключается в том, что участок, хорошо изолированный от дневной поверхности и окружающих выработок, заполняется бескислородными газами, почему горение прекращается. Тепло, накопившееся в участке вследствие теплопроводности почвы и кровли, теряется, следовательно, идет медленное охлаждение участка.

В Прокопьевско-Киселевском районе, в условиях крутого падения пластов угля и трещиноватости покрывающих их пород, тушение только заполнением пожарного участка газом будет недостаточно.

Поэтому, развивая и проверяя в опытным порядке способы тушения пожаров газом, Кузнецкий научно-исследовательский институт разработал газовый способ применительно к условиям Кузбасса.

По этому способу в участке создается повышенное давление, следовательно, газ заполняет все трещины и пустоты и преграждает в пожарный участок путь воздуху.

В целях быстрейшего охлаждения участка в последний все время через специально пройденные скважины или печь подается охлажденный газ, который, подогреваясь в участке, уходит наружу, унося с собой тепло пожарного участка, что очень важно при старых активных пожарах, где запас тепла весьма велик. При хороших же кровлях газ выдается по газовыдающим скважинам в трубу-коллектор, где охлаждается и затем вновь подается в участок. Газ при таком способе используется многократно. В последний период тушения пожара в участок подается газ с постепенно повышающимся содержанием кислорода, но с таким расчетом, чтобы температура участка не повышалась.

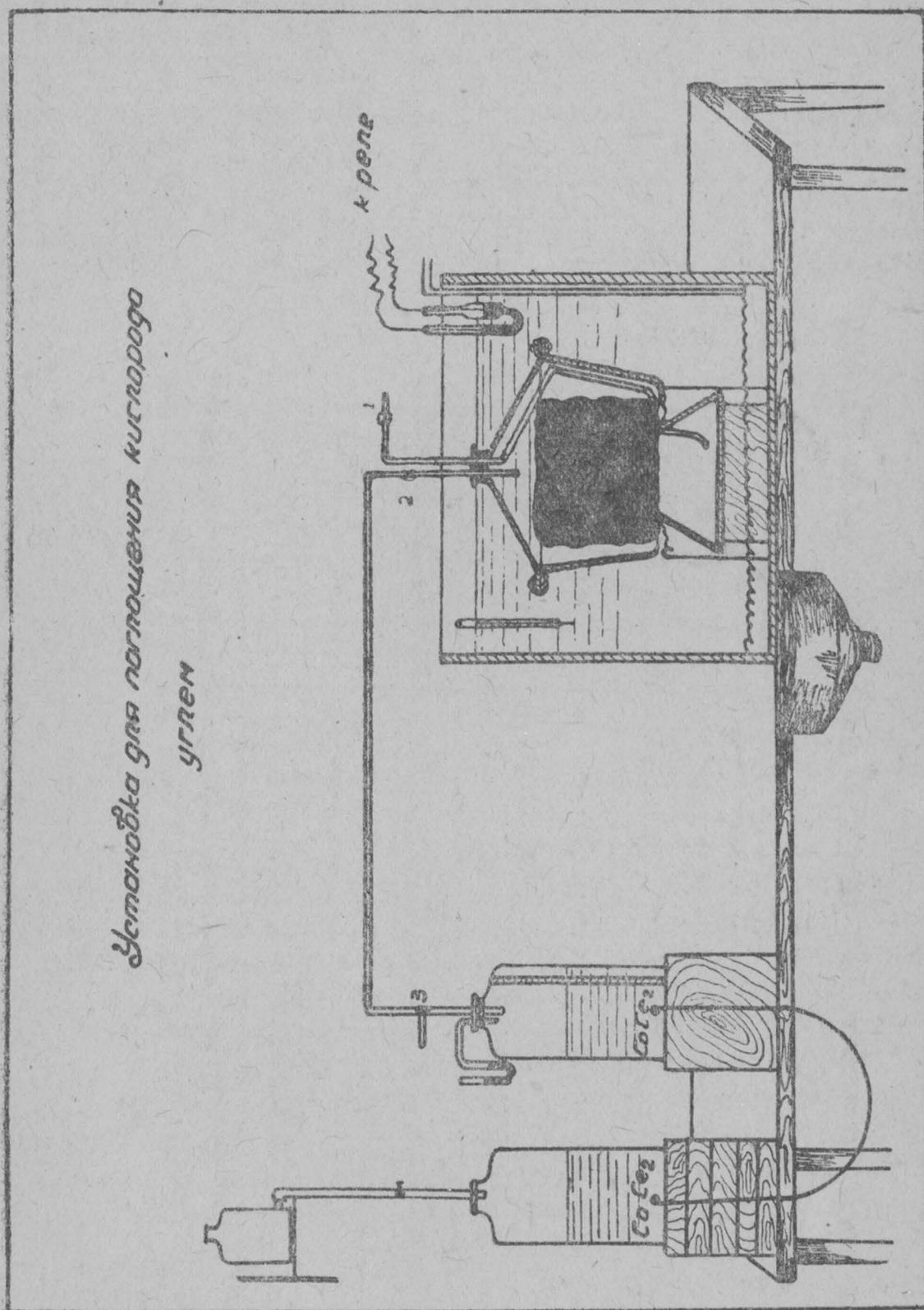
Надо полагать, что уголь, абсорбировавший кислород при высокой температуре, при более низкой будет по отношению к нему более устойчивым.

Указанный способ был опробован институтом на пожаре № 32 шахты им. Сталина Прокопьевского месторождения Кузбасса. Одновременно с этим ввиду возражений противников газового способа тушения пожаров, доказывавших, что уголь потушенного таким способом пожара будет малоустойчивым по отношению к кислороду воздуха и даст рецидив пожара, в институте КБУ была выполнена работа по изучению поглощения куском угля кислорода из разных газовых смесей, с целью проверки этих положений лабораторным путем. Опыты велись с возможным приближением к естественным условиям. Исследованию подвергались кубики угля одной пачки пласта Мощного шахты им. Ворошилова Прокопьевскугля.

Методика исследований была такова. Кубики угля размером $120 \times 120 \times 120$ мм выпиливались из кусков угля, помещались в эксикаторы, а последние в водяную баню, в которой температура поддерживалась постоянной. Схема прибора ясна (см. фиг. 1), поэтому останавливаться на описании его не будем.

Периодически отбиралась проба газа из эксикатора для определения его состава. Замеры количеств поглощенного кислорода производились

ежесуточно с учетом атмосферного давления и температур бани и комнаты.



Фиг. 1.

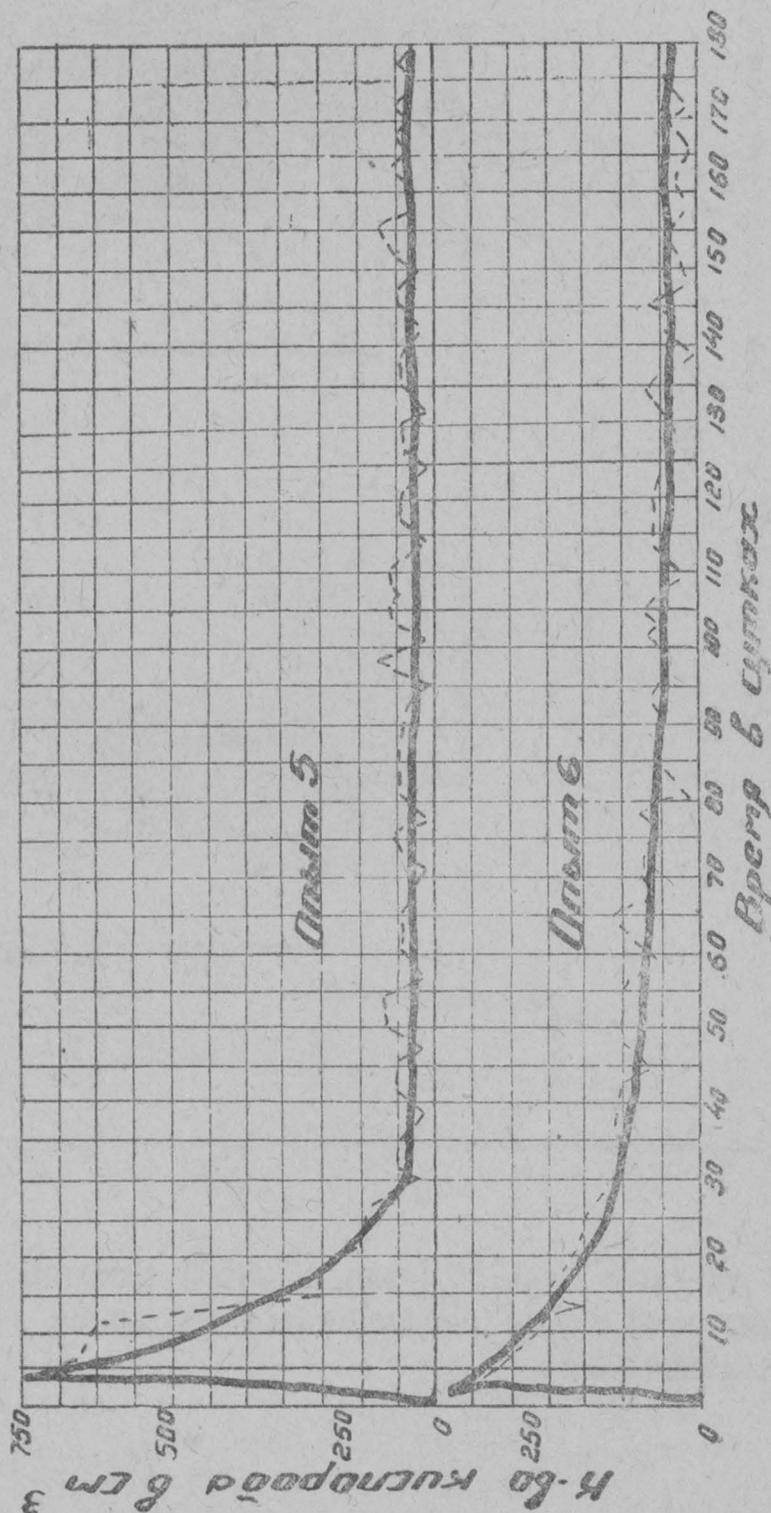
В табл. 1 указаны газовая среда, в какой находился кубик угля, температура бани, количество поглощенного за время опыта кислорода и выделенной углекислоты.

Табл. 1

№№ кубиков	Атмосфера, в которой находится кубик	Т° бани	Продолжительность опыта в дн.	Кол. O ₂ поглощен. 1 кг угля в см ³	Колич. выделенных углекислоты в куб. см	Отношение кислорода к углекисл.
1	2	3	4	5	6	7
5	Кислород	45°	59	10218,3	762	13,3
6	"	25°	61	5632,6	293	19,2
9	"	45°	61	7571,9	579	13,0
7	Воздух	25°	62	3097,2	167	18,5
1	Воздух	45°	62	4361,7	351,7	12,4
10	Воздух 6-10% CO ₂	45°	61	2988,8	—	—

Поглощение кислорода 1 кг угля в различных условиях.

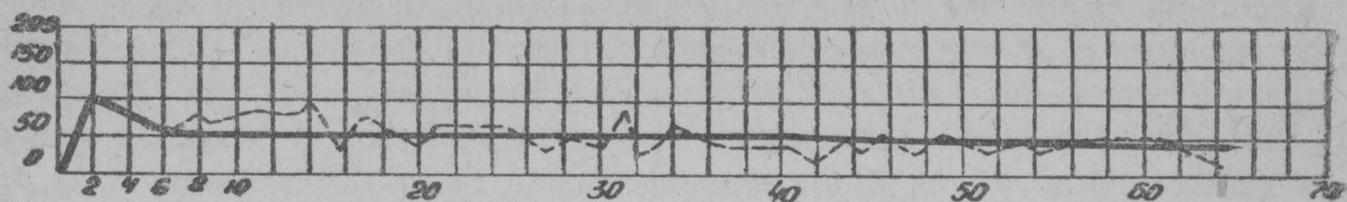
Диаграмма № 2



Фиг. 2.

Опыт 2

Диаграмма № 3



Время в сутках

Фиг. 3.

Поглощение кислорода 1 кг. угля в различ. условиях.

Опыт 10

Диаграмма № 4

к-во кислорода в см³



Время в сутках

Фиг. 4.

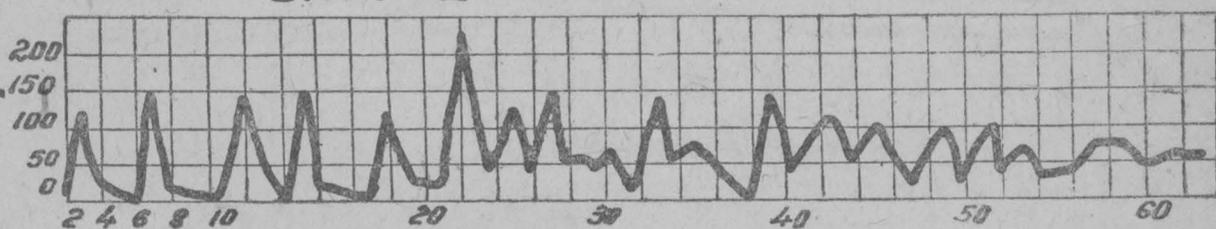
На диаграммах (см. фиг. 2, 3, 4) изображены кривые поглощения кислорода кубиками угля. Жирная плавная кривая изображает средние колебаний поглощения кислорода; пунктирная — наблюдавшиеся отклонения равномерности поглощения. Из этих кривых видно, что поглощение кислорода идет бурно только в первые дни опыта, в дальнейшем поглощение почти постоянное.

В табл. 1 также видим, что поглощение кислорода больше при повышенной температуре. Отсюда можно сделать вывод, что наибольшую опасность в смысле нарастания температур, которая в свою очередь влечет за собой повышение поглотительной способности угля, мы наблюдаем в первые дни соприкасания свежего угля с воздухом. Скорость поглощения углем кислорода, как мы видим, зависит от температуры и окружающей среды. Это можно наблюдать на диаграмме опыта № 2 (см. фиг. 5).

Диаграмма № 5

Опыт 2

к-во кислорода см



Время в сутках

Фиг. 5.

Атмосфера кубика пополнялась по мере поглощения кислорода углем. На диаграмме видим, что в некоторые дни поглощения почти не было, и если обратиться к составу атмосферы, в которой находился кубик в эти дни, то видим там снижение содержания кислорода до 0,55%. Когда же атмосферу пополняли кислородом, то поглощение шло с прежней силой, и только после 50 дней поглощение пошло более равномерно по затухающей кривой, т. е. был достигнут какой-то предел. Кислорода остается в атмосфере кубика все больше и больше.

В табл. 2 приведен состав атмосферы, в которой находился кубик № 2 в разные моменты опыта.

Табл. 2

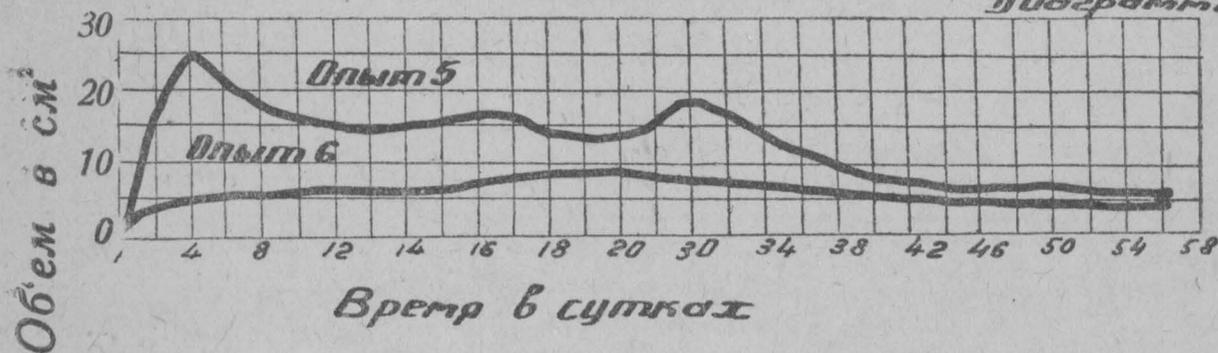
Какой день	Углекислота	Кислород	Окись углерода	Азот	Дни	Углекислота	Кислород	Окись углерода	Азот
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
9	5,50	0,85	нет	93,65	55	2,20	3,60	0,1	94,1
17	4,30	0,80	след.	95,40	78	2,10	6,65	след.	91,2
32	3,25	0,95	"	95,80	—	—	—	—	—

Табл. 1, кубик № 10 (воздух плюс 6—10% CO_2) показывает, что благодаря изменению состава атмосферы поглощение идет даже при температуре в 45° значительно медленнее. Количество поглощенного кислорода одним килограммом угля в этих условиях при $T^\circ 45^\circ$ —2988,8 см^3 , тогда как при $T^\circ 25^\circ$ из чистого воздуха один килограмм угля поглощал уже 3097,2 см^3 .

Следовательно, углекислота при этих условиях уменьшает сорбционные процессы угля по отношению к кислороду вследствие снижения парциального давления кислорода в газе, с одной стороны, а с другой — согласно правилам вытеснения.* Благодаря этому уменьшаются и хими-

Динамика выделения CO из угля при окислении его в различных условиях

Диаграмма № 6



Фиг. 6.

* М. М. Дубинин. Физико-химические основы сорбционной техники. Стр. 82 и 196.

ческие процессы в угле; словом, нарастание температуры в данном случае будет идти более медленно. Химические процессы в угле наступают одновременно с поглощением углем кислорода, что видно из диаграмм выделения углекислоты (фиг. 6 и 7).



Фиг. 7.

Затухание выделения CO_2 также идет с течением времени по снижающейся кривой. На химические процессы в угле при поглощении им кислорода, как мы видим, влияет температура. При повышенной температуре отношение кислорода к выделившейся углекислоте уменьшается; так для T° в 45° оно колеблется в пределах 13,3—12,4.*

Для температур же в 25° мы видим колебания отношений 19,2—18,5. Это указывает на то, что в самом угле между процессами поглощения кислорода при определенной температуре и выделения углекислоты устанавливается какое-то равновесие, независимое от окружающей среды. Равновесие это зависит только от количеств поглощенного углем кислорода и температуры. Поглощение кислорода кубиком в опыте № 2 (диаграмма 5) напоминает поглощение кислорода углем хорошо изолированного участка. В таких случаях обновление атмосферы интенсивно идет только при сильных колебаниях барометрического давления. Когда участок, как говорят «дышит» в этих случаях, если уголь еще не достиг своего предела бурного насыщения кислородом, мы будем иметь резкие колебания в содержании кислорода в атмосфере участка. В тех же случаях, когда этот предел достигнут, состав атмосферы будет близок к нормальному. Уголь такого участка, а равно и бывшего пожарного надо считать наиболее устойчивым по отношению к кислороду, а следовательно и к самовозгоранию.

В приведенных табл. 2, 3 и 4 видим, что в состав атмосферы выделяется окись углерода даже при низких температурах.

* Отношение кислорода к выделившейся углекислоте в опыте № 10 (воздух + CO_2) не может быть правильно учтено, так как углекислота, адсорбированная углем из газа, при опыте не учитывалась.

Табл. 3

Через сколько дней	Кубик № 7			
	углекис- лота	кисло- род	окись углеро- да	азот
1	2	3	4	5
7	0,85	20,0	0,05	79,1
17 22	1,10	30,40	0,5	78,0
27 30	1,1	19,9	0,7	78,4
47	0,4	21,5	0,05	78,05
61	1,1	21,75	0,5	76,90

Через сколь- ко дней	Кубик № 1				Кубик № 9				Кубик № 10			
	углекис- лота	кислород	окись уг- лерода	азот	углекисло- лота	кислород	окись уг- лерода	азот	углекис- лота	кислород	окись уг- лерода	азот
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
7	3,45	10,55	—	96,05	3,50	93,68	2,50	80,27	6,9	16,10	1,0	76,00
17 22	1,20	13,30	—	85,50	4,25	82,62	2,00	11,12	9,65	13,45	1,0	75,90
27 30	1,75	1,55	—	96,70	0,75	97,0	0,75	1,50	8,95	14,75	1,00	79,30
47	1,30	19,90	0,1	88,70	4,00	91,0	1,0	4,0	11,0	10,1	1,00	78,00
61	1,20	8,30	след	90,40	6,12	92,13	1,75	—	13,8	14,3	0,5	71,50

Выборка анализов сделана из таблиц наблюдений за время опытов с кубиками.

Любопытны анализы проб воздуха (см. табл. 4), взятых из закрытых банок угля, которые хранились в обыкновенной комнатной температуре. Наблюдения эти произведены ассистентом кафедры органической химии Томского университета Г. С. Маковским. Пробы поставлены 1/XII-37 г., анализы газовой среды банок были сделаны 11 и 13/XII-38 г.

Табл. 4

№№ проб	Шахта	Пласт	Место	СО	СО ₂	О ₂
1	2	3	4	5	6	7
5	Шахта им. Сталина	Горелый	Юг, II крыла	0,18	0,15	0,2
19	3-3 бис	Горелый	Юг, II крыла	0,24	0,24	20,07
24	Черная гора	Юнгор	Основной штрек	0,28	менее 0,1	20,5
14	3-3 бис	Мощный	Южное крыло	следы	0,25	20,05
13	3-3 бис	Мощный	Западное крыло	0,05	0,23	20,41
13	Им. Сталина	IV Внутрен- ний	Север, II крыло	0,12	—	16,95

Из этих таблиц видно, что окись углерода выделяется даже при низких температурах. Находят ее и в оклюдированных газах угля. Состав

оклюдированного газа, одного из углей составлен, например, из CO_2 —1,1%, CO —4,35%, O_2 —14,05, N_2 —84,5%.

Эти данные, а также имевшие место в последнее время случаи на шахтах* говорят о том, что считать окись углерода за бесспорный признак при определении возникновения пожара нельзя. Проф. доктор Б. В. Тронов в своем отчете за 1938 г. институту доказывает, что выделение CO из угля может идти и идет* при низких температурах и не за счет распада непредельных углеводородов, а за счет фенольных групп.

II

Исходя из приведенных выше положений и было выдвинуто предложение о применении в качестве самого дешевого и вездоступного способа противопожарной борьбы — дымовые газы. Сущность этого способа заключается в следующем.

Отработанный изолированный участок заполняется дымовым газом с содержанием 3—4% кислорода и затем закрывается. Благодаря низкому содержанию кислорода в дымовом газе он будет поглощаться углем медленно. Следовательно, при незначительном поглощении кислорода, нарастание температуры будет незначительно и тепло будет потеряно углем в окружающую среду. Вследствие того, что закрытые участки отзываются на барометрические колебания — «дышат», атмосфера их с течением времени будет разбавляться кислородом воздуха, но так как температура будет низкая, то поглощение будет замедленное. Кривая скорости поглощения будет выположенная (см. фиг. 3).

Если даже случится, что температура участка подымется по какой-либо причине, то при последующем повторном заполнении участка газом, благодаря бескислородной атмосфере, она начнет понижаться. По мере потери газа участком в него будет добавляться дымовой газ.

Рассмотрим дальше, как технически выполнить этот процесс, на сколько он безопасен для действующих выработок и на сколько он экономически выгоден.

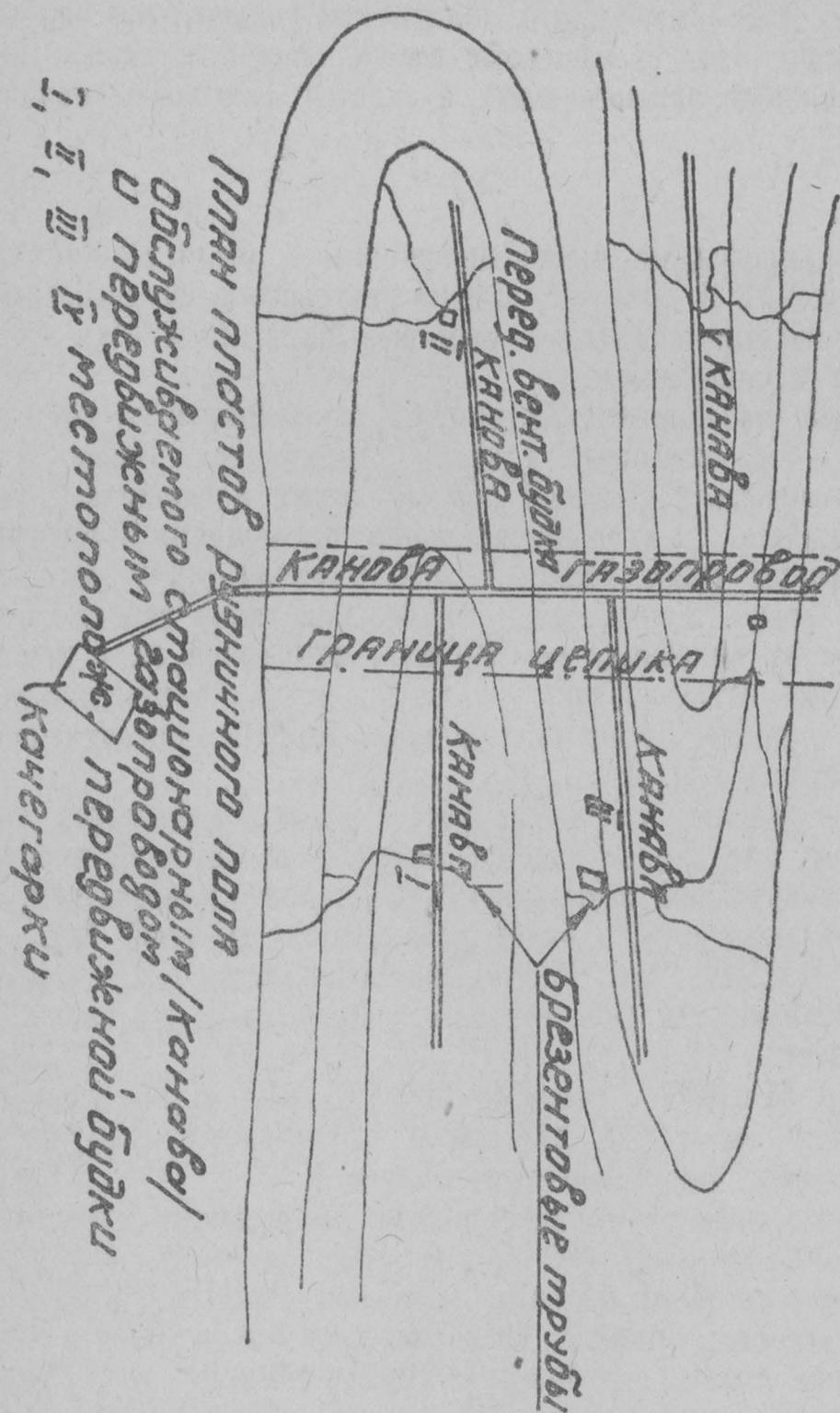
Работами по тушению пожаров №№ 1 и 32 в Прокопьевске, пригодность дымовых газов для указанной цели, получаемых из обычных шахтовых кочегарок, бесспорно установлена.

По имеющимся данным с одного квадратного метра колосниковой решетки шахтовой кочегарки при нормальных условиях мы можем снимать в один час до 1000 м³ газа. Шахтовые кочегарки имеют около 3—4 м² колосниковых решеток на один котел и не менее 2 котлов, т. е. в состоянии давать еже часно до 6000—8000 м³ газа. Таким обра-

* В первых числах января 1939 г. на ш. № 3 Киселевского месторождения КБУ на пласте Горелом в атмосфере опытного участка была обнаружена окись углерода. Работы были приостановлены, участок изолирован. По совету руководителя горной группы института инж. Парусимова В. Ф. проветрили подозрительную выработку и взяли пробы газа для анализа. Окиси углерода не обнаружили. Участок вскрыли и приступили к работам, которые продолжают благополучно и по сей день.

зом за одни сутки является возможным заполнить 3—4 отработанных, изолированных от действующих выработок, участка.

Подачу газов до участка и в самый участок можно осуществить следующим способом: от кочегарки, параллельно квершлагу, на дневной по-



Фиг. 8.

верхности проходится с помощью канавокопателя или вручную канава-боров сечением $0,75 \times 2$ м; сверху канава перекрывается горбылями и засыпается землей. Газ из кочегарки подается в канаву и по канаве продвигается с помощью осевых вентиляторов низкого давления. Применение таких вентиляторов весьма удобно, так как они расходуют незна-

чительное количество энергии, развивают малое давление 9—7 мм водяного столба и передвигают большие объемы; следовательно, потери газа через покрытие будут незначительны и, по подсчетам, при дебете газов 8000 куб. м в час, составляют 5,48 процента.

От магистрали газохода до участка газ подается с помощью брезентовых или прорезиненных вентиляционных труб и вентилятора. Передвижка этой части газопровода должна осуществляться легко. Для этого прорезиненные трубы наматываются на катушки, которые установлены на специальной тележке или автомобиле. Вентилятор приводится в движение или автомобильным мотором или электромотором, а лучше двигателем внутреннего сгорания. В участок газ подается через печь, выходящую на дневную поверхность, или через скважину (фиг. 8).

В связи с применением газового способа возникает также вопрос о безопасности работ в шахте. Некоторые выдвигают аргумент, что газ будет проникать в рабочее пространство шахты через неплотности в перемычках и трещины в целиках. Но известно, что противопожарные целики, изоляционные зоны и перемычки для того и применяются, чтобы обеспечить газонепроницаемость.

Газонепроницаемость целика исследовалась в 1936 г. по заданию КНИУИ лабораторией вентиляции Прокопьевской горнотехнической станции на пласте IV Внутреннем. При этом установлено, что коэффициент газопроницаемости целика по простиранию $20 \text{ м} = 0,00792 \text{ м}^3 (\text{час}) \text{ м}^2$. Таким образом при площади обнажения целика в 500 м^2 будем иметь газа $0,9079 \times 500 = 3,9 \text{ м}^3 (\text{час})$.

При производительности участка в 500 т угля воздуха туда поступит в один час* $60\,000 \text{ м}^3$; следовательно, газа в нем будет

$$\frac{3,94 \cdot 100}{60.000} = 0,0066 \text{ \%}.$$

Отдельные компоненты дымового газа как CO_2 и CO будут входить в атмосферу выработок в таких процентах:

CO_2 при содержании ее в газе 16% — $0,16 \times 0,0066 = 0,00105 \text{ \%}$ CO при содержании ее в газе — 2,0% — $0,02 \times 0,0066 = 0,00132 \text{ \%}$. Безвредно допустимая же концентрация CO в атмосфере 0,002%.

Берем другой случай, когда можно ожидать проникновения газов из заполненных дымовыми газами в нижележащие, действующие выработки — это при резком снижении барометрического давления, например, с 760 до 730 мм.

При объеме отработанного участка $200 \times 8 \times 40 = 64\,000 \text{ м}^3$ мы вправе считать, учитывая потери и провалы, наличие пустот 25% от общего объема участка, т. е. $16\,000 \text{ м}^3$. Таким образом при снижении барометрического давления будем иметь увеличение объема газа в загазованном изолированном участке на 658 м^3 .

Снижение давления обычно происходит не моментально, а в течение

* 2 м^3 мин. воздуха на 1 тонну суточной добычи. При подаче $1,2 \text{ м}^3$ /мин. воздуха на 1 тонну суточной добычи CO будет 0,000202%.

4—5 часов; следовательно, увеличение объема будет идти в течение этого времени, поэтому в один час будет выделяться газа

$$658:5=131,6 \text{ м}^3$$

Выделение газа из изолированных участков, по данным лаборатории вентиляции Прокопьевской горно-технической станции, идет только вверх — на дневную поверхность.

Берем максимальное обнажение предохранительного межэтажного целика над участком и неплотности забутовки в 1000 м^2 , т. е. больше половины целика. Эта поверхность составит $\frac{1}{4}$ газоотдающей части участка (дневную поверхность берем без провалов), тогда можно ожидать проникновения газа $\frac{131,6}{4} = 32,9 \text{ м}^3/\text{час}$, что в рудничном воздухе составит $\frac{32,9 \cdot 100}{60000} = 0,0548\%$, а в отдельных компонентах его,

как $\text{CO} = 0,02 \times 0,0548 = 0,00118\%$ и $\text{CO}_2 = 0,16 \times 0,0548 = 0,008848\%$, причем проникновение газа в этих количествах можно ожидать только при всасывающей вентиляции.

По данным Прокопьевского 15 горно-спасательного отряда состав атмосферы отдельных шахт Прокопьевска перед вскрытием их в 1938 г. при отработке «ножек» видим из следующей таблицы.

Место взятия пробы	Состав атмосферы			
	CO ₂	O ₂	CO	CH ₄
1	2	3	4	5
Опытный участок пр. № 1 шахта 5/6	0,1	15,7		8,8
	2,12	7,0		12,5
	2,3	5,0		
Шахта имени Ворошилова, пласт Горелый	1,6	12,7		
	1,5	13,2		
Шахта им. Ворошилова, пласт Мощный	0,35	18,1		
	3,4	2,7		
	2,1	9,9		
	2,6	1,3		
	2,0	8,8		
	1,1	14,2		

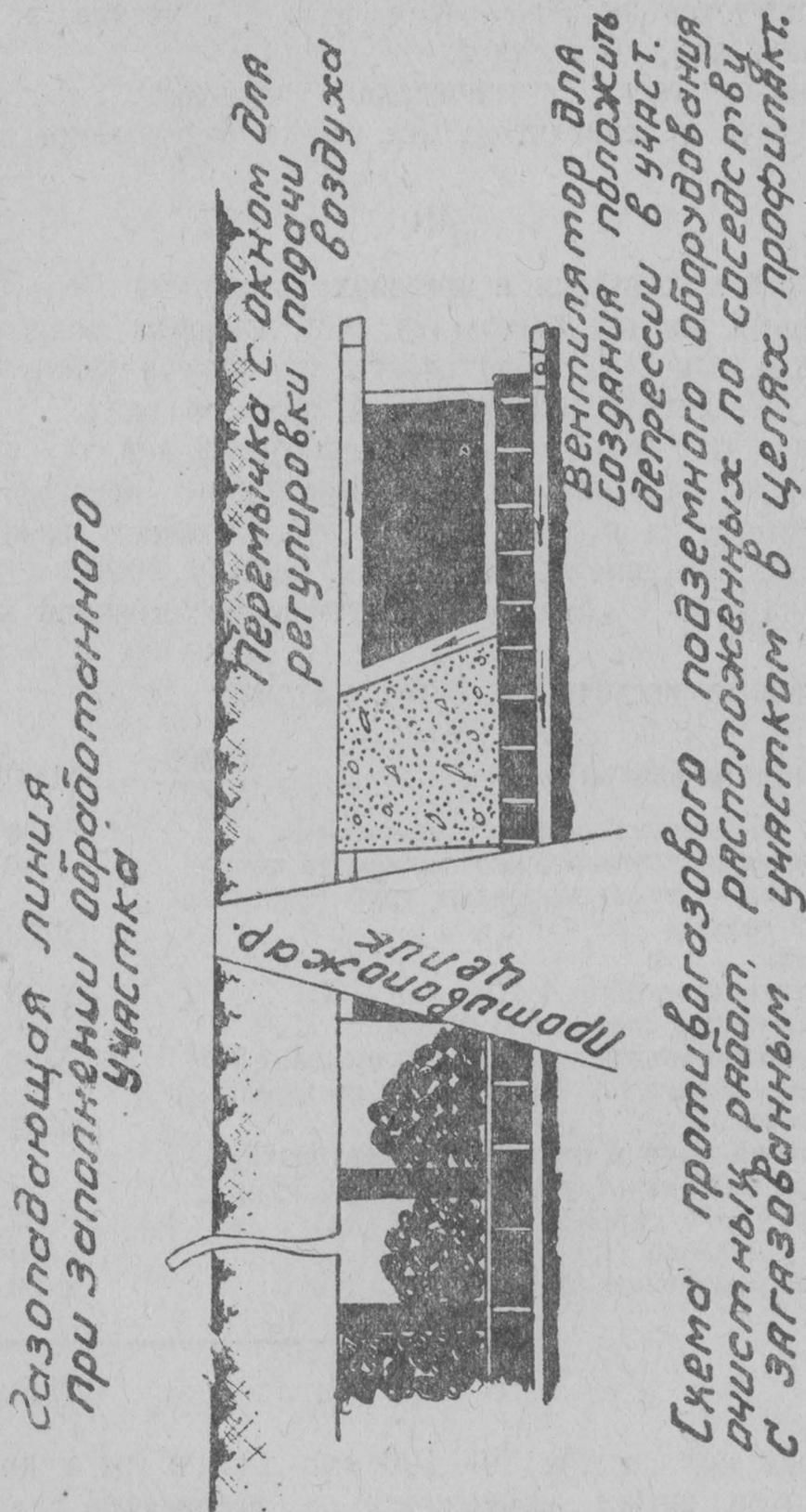
Колебания в содержании кислорода здесь мы наблюдаем большие — от 1,3 до 18,6%.

Как видим, состав атмосферы отработанных участков мало чем по содержанию мертвого воздуха отличается от участков, наполненных дымовым газом, но, однако, соседство их с действующими выработками считается нормальным, не опасным. Надо полагать, что соседство действующих выработок с участками, заполненными дымовым газом, будет также не опасно.

По данным лаборатории горно-технической станции проникновение газов через обычную шахтовую переемычку равняется $0,556 \text{ м}^3$ в сутки.

Для устранения проникновения и таких количеств газа на основном штреке в районе очистных работ устанавливаются вентиляционная дверь и вентилятор. На вентиляционном штреке устанавливается такая же

дверь с окном, с помощью которого в прилегающей части выработок к целику достигается повышенное давление при нормальном количестве воздуха. При продвижении же выработок от целика и при закладке выработанного пространства и штрека на 10—20 м по простиранию вентилятор можно будет снять (фиг. 9).



Фиг. 9.

Дымовой газ берем от обычной кочегарки. При правильном техническом обслуживании кочегарки в дымовых газах CO будет не 2,0%, а только 0,1%; следовательно, содержание CO в атмосфере еще снизится

в 20 раз. Если же сделать более основательное переоборудование топки или специальные приспособления, устраняющие неполноту горения (камеры с набивкой железной руды), то газ будет из смеси CO_2 , O_2 и азота, т. е. точно такой же, как в закрытых отработанных участках.

Возвращаться на участки с трещиноватой кровлей для повторного добавления газа придется не чаще одного раза в 2 месяца, а на участки с хорошей кровлей через 6 месяцев.

При наличии кочегарки, стационарного газохода, вентиляционных резиновых труб и вентилятора эта работа будет легко выполнимой.

III

Переоборудование кочегарки в пределах стоимости 10—15 тыс. руб. окупится в первый же год работы за счет экономии топлива. Устройство одного метра дымохода будет стоить при ручной работе (без канавокопателя) с устройством водоотводов и проездов около 15—17 руб. пог. м. Служить этот дымоход будет не менее пяти лет, так как древесина в дыму разрушаться будет медленно. При длине дымохода в 3000 м стоимость его выразится в сумме 51 000 руб. Стоимость резиновых вентиляционных труб при цене 6 руб. 11 коп. метр \times 3000 = 18 300 руб. Стоимость вентилятора с двигателем внутреннего сгорания в 5 л. с. 5 700 руб.

Эксплуатационные расходы за 1 год составят:

1) Амортизация канавы	$\frac{51900}{5}$	= 10200*
2) Расход по ремонту канавы и тележки		1500 р.
3) Амортизация вентилятора и мотора (5 лет)		1140 р.
4) Амортизация вентиляционных труб (амортизация в 2 года)		9150 р.
5) Зарплата:		
а) мотористов $150 \times 4 \times 12$		7200 р.
б) дежурных слесарей $350 \times 4 \times 12$		17280 р.
в) дополнительная зарплата и начисления 21%		5140 р.
6) Расход горючего, смазка для двигателя и др. материалы		20000 р.
7) Перевозка труб и двигателя с вентилятором с одного участка на другой (лошадь) $0,5 \text{ упр.} \times 150 \text{ руб.} = 75 \text{ упр.} = 2,5 \text{ м} \times 300$		750 р.
8) Услуги мехцеха		600 р.
9) Административные расходы		6000 р.
И т о г о		79890 р.

Таким образом при расходе 80—100 тыс. руб. в год и при работе в течение всего года шахта избавляется от возможного самовозгорания угля, больше того, от возможностей его поджога.

* При применении труб из древесных опилок стоимостью 4—3 руб. метр эта цифра уменьшится в 3—4 раза.

В случае возникновения пожара от каких-либо причин в действующих выработках можно приступить к тушению его через 1—2 часа от момента его обнаружения. Такие работы, как обортовка и посадка камер, можно будет выполнять тогда, когда это будет удобно для шахты.

При наличии такой газопроводной сети тушение активизирующихся притушенных пожаров будет стоить гроши. Стоит лишь подвести газ в бывший пожарный участок и горение прекратится. Охлаждение же участка будет достигнуто само собой с течением времени.

По последним нашим наблюдениям уголь при низких температурах сильно поглощает CO_2 и при повышении температуры за счет окисления CO_2 будет десорбироваться им, а следовательно уголь будет охлаждаться.

Таким образом периодическая продувка участка газом с течением времени стабилизирует уголь по отношению к кислороду воздуха и в дальнейшем такая профилактика больше не потребуется.

V

БЕЗОПАСНОСТЬ, ОХРАНА ТРУДА,
ПРОМСАНИТАРИЯ

ПРОИЗВОДСТВЕННО-ГИГИЕНИЧЕСКИЙ ПРИНЦИП КОНСТРУИРОВАНИЯ И ОЦЕНКИ ЗАЩИТНЫХ КАЧЕСТВ СПЕЦОДЕЖДЫ ГОРНОРАБОЧИХ

(Предварительное сообщение)*

Анализ причин несчастных случаев у рабочих показывает, что неподходящая для данных условий работы или неисправная спецодежда может способствовать производственным повреждениям рабочих.

Так, за первое полугодие 1936 г. по крупнейшим заводам тяжелого машиностроения — по Кировскому, Ижорскому, Краматорскому, Уральскому, Подольскому и другим — несчастные случаи из-за неисправности спецодежды составили 2,9% ко всем случаям травм. (Из доклада тов. Шверника на VI пленуме ВЦСПС, в апреле 1937 г.).

На заводе «Электросталь» в течение 1936 г. 7,5% общего количества несчастных случаев произошли из-за неисправности или неподходящей спецодежды. (Газ. «Труд» от 22 апреля 1937 г.).

Средства индивидуальной защиты рабочих имеют весьма важное значение во всех областях каменноугольной и горнорудной промышленности.

На шахтах треста Кировуголь (Донбасс) за ноябрь 1938 г. около 25% всех несчастных случаев у рабочих произошли из-за несоответствия или недостаточной прочности спецодежды. («Техника горняку», 1939 г., № 4—5, стр. 25).

На шахтах Кузнецкого угольного комбината за последние годы не менее 20% производственных травм в той или иной степени зависели от применения нерациональных типов спецодежды и обуви, а также от неисправного состояния последних. Несмотря на то, что расходы на снабжение спецодеждой рабочих в СССР составляют ежегодно сотни миллионов рублей (только в каменноугольной промышленности СССР около 40 млн. рублей), научная разработка вопросов конструирования и санитарно-гигиенической оценки спецодежды и спецобуви до сих пор еще находится в зачаточном состоянии и ждет своих исследователей.

Проф. Николаев, Л. П. в статье «Антропология на службе промыш-

* Доложено Научно-техническому совету Кузнецкого н.-и. угольного института 26 сентября 1939 г.

ленности» писал, что крой одежды издавна рассматривался как искусство, а не наука и за редкими исключениями научные работники не считали достойным для себя заниматься столь «низменными» задачами. («Социалистическая реконструкция и наука», 1935 г., вып. I, стр. 48).

Коротков, С. Н. в своем известном труде «Конструирование одежды» (Москва, издание 1938 г.) отметил, что «вопрос о гигиенических свойствах тканей и тем более одежды в настоящее время мало изучен. Имеющиеся в этой области работы касаются его лишь в общей форме. По вопросу же о целесообразном использовании ткани для тех или иных видов одежды в литературе имеются только отдельные замечания».

Архангельский, Н. А. в книге «Материаловедение. Материалы для одежды» (Москва, издание 1937 г.) также пришел к заключению, что «вопросы, связанные с гигиеническими требованиями к различным тканям, еще недостаточно разрешены, чтобы можно было говорить о тканеведении или одеждоведении с точки зрения гигиены».

На первых же этапах работы по рационализации спецодежды для горнорабочих-угольщиков мы столкнулись с отсутствием какой-либо методики как в области конструирования, так и в области объективной оценки защитных качеств спецодежды рабочих.

Изучение особенностей существующих общесоюзных стандартов спецодежды для рабочих позволяет сделать следующие выводы:

1. Спецодежда для рабочих конструируется на основе средних антропометрических измерений отдельных частей тела по способу, принятому для построения бытовой одежды.

2. Основные измерения производятся, как правило, в статическом положении тела или в лучшем случае с учетом движений тела при ходьбе.

3. Конструкции спецодежды универсальны, т. е. одни и те же конструкции спецодежды предназначены для огромного разнообразия производственных условий и нужд, для рабочих различных детальных профессий той или иной отрасли труда.

В числе действующих в настоящее время стандартов спецодежды существует лишь один стандарт рабочего костюма для горнорабочих (ОСТ НКЛП 7139/505—7140/506), один стандарт защитной одежды для рабочих горячих цехов (ОСТ НКЛП 7136/502—7137/503), один универсальный стандарт женского комбинезона для работниц металлообрабатывающей и горнорудной промышленности (ОСТ НКЛП 6706/371) и т. п.

4. Выбор материалов для изготовления спецодежды большей частью недостаточно увязывается с требованиями о защитных качествах спецодежды.

Разработка и применение новых материалов, отвечающих определенным санитарно-техническим требованиям, являются одним из самых отстающих участков работы по рационализации защитной одежды рабочих СССР.

Резюмируя сказанное выше, можно отметить, что до настоящего времени конструирование спецодежды для рабочих производится без достаточных научно-проверенных обоснований, а исключительно исходя из

грубо-эмпирических данных о некоторых особенностях той или иной отрасли труда и средних антропометрических показателей человека в состоянии покоя.

В основу конструирования рациональной спецодежды для горнорабочих каменноугольной промышленности нами был положен иной принцип, названный производственно-гигиеническим.

Исходя из последнего, рациональные конструкции спецодежды и спецобуви для рабочих должны обеспечивать прежде всего:

1. Безопасные условия труда рабочих, т. е. предупреждать возможность несчастных случаев и создавать надежную защиту от различного рода повреждений.

2. Здоровые условия труда рабочих, т. е. максимально сохранять здоровье работающих от воздействия внешней среды, главным образом от метеорологических факторов (низкая и высокая температура воздуха, влияние шахтных вод, производственной пыли и т. п.).

3. Удобство (комфортные условия) в работе, т. е. в конечном счете — высокую производительность труда рабочих.

В процессе исследований выяснилась огромная роль создания, так называемой, комплексной индивидуальной защиты рабочих, т. е. обеспечение горнорабочих спецодеждой и обувью, согласованной в конструктивном оформлении — применительно к тем или иным условиям труда.

Таким образом вместо принятой до сих пор классификации типов спецодежды по анатомическому признаку, а именно: защитные головные уборы, защита для туловища, защитные устройства для рук и т. п. нами была принята производственно-гигиеническая классификация, учитывающая разработку комплектов защитной одежды и обуви, исходя из производственно-гигиенических условий труда, например, спецодежда для горнорабочих на механизмах, спецодежда для рабочих подземного транспорта, спецодежда для взрывников, водоупорная спецодежда для проходчиков и т. д.

В тех случаях, когда имевшийся в нашем распоряжении ассортимент материалов и тканей не удовлетворял необходимых требований для защитной спецодежды, были организованы изыскания и применение новых материалов-заменителей.

При составлении швейных лекал для изготовления опытных образцов спецодежды горнорабочих-угольщиков была сделана попытка введения поправок взаимного положения главнейших швейных точек, исходя из динамики тела человека (при ходьбе, наклонах и других положениях тела). Крой спецодежды по выражению проф. Николаева, Л. П. является «в значительной мере антропологической проблемой, которую невозможно разрешить без выработки точной методики измерений и без знания корреляций между размерами тела». («Соц. реконструкция и наука», 1935 г., вып. I, стр. 48).

Работы в этой области проведены еще в недостаточном объеме и требуют кооперации ряда научно-исследовательских институтов и лабораторий.

Методика разработки опытных образцов спецодежды для горнорабо-

чих-угольщиков была такова. Разрабатывался эскизный проект конструкции, изготовлялись опытные образцы, которые исследовались в лабораторных условиях и обсуждались с рабочими и ИТР на шахтах.

Затем изготовлялось несколько вариантов опытных образцов, с учетом замечаний рабочих и ИТР, которые и поступали в производственные испытания.

Параллельно с последними шло усовершенствование конструкций и разработка технологии массового изготовления. Некоторые образцы спецодежды для горнорабочих-угольщиков, например, каски горняцкие, в течение 2½ лет видоизменялись 24 раза, пока не были найдены более удовлетворительные конструкции; рукавицы рабочие видоизменялись 8 раз, комбинезоны для горнорабочих — 5 раз и т. д.

Исходя из производственно-гигиенического принципа, нами было разработано около 20 новых образцов спецодежды для горнорабочих-угольщиков. В 1937 и 1938 гг. эти образцы спецодежды были обсуждены с рабочими и проверены в опытной носке на шахтах Кузбасса, частью в Донбассе и в Подмосковном бассейне. Некоторые образцы спецодежды (каска, шлемы, береты) проверялись также и в других каменноугольных и горнорудных районах СССР. Экспериментальные образцы спецодежды были положены в основу 15 проектов новых стандартов защитной одежды для рабочих каменноугольной промышленности, которые обсуждались и были одобрены на междудеятельственных совещаниях в Московском институте охраны труда, в техническом отделе Главугля, в Главснабе Наркомтоппрома СССР и в швейном отделе Наркомлегпрома СССР (июль 1939 г.).

ОБЪЕКТИВНЫЙ МЕТОД ДЛЯ ОЦЕНКИ ЗАЩИТНЫХ КАЧЕСТВ СПЕЦОДЕЖДЫ

Оценка качества спецодежды до настоящего времени производится, главным образом, путем анкетного опроса рабочих, которым одежда выдается для опытной носки, или путем обсуждения с рабочими особенностей новых конструкций спецодежды, т. е. методом субъективной оценки.

Для оценки защитных качеств спецодежды крайне редко производятся какие-либо санитарно-технические исследования, т. е. почти не применяются метод объективной оценки.

Субъективный метод оценки качества спецодежды весьма неточен и может дать лишь самое приближенное представление о целесообразности той или иной конструкции спецодежды, при длительных испытаниях последней в опытной носке.

При всей ценности метода субъективной оценки, особенно для определения сроков износа спецодежды, встречается необходимость в объективном методе оценки защитных качеств спецодежды, спецобуви и других средств индивидуальной защиты рабочих.

Предложенный нами метод объективной оценки защитных качеств спецодежды, хотя и не является совершенным, но в значительной степени облегчает работу в указанной области, особенно в практике промыш-

ленно-санитарного надзора. Не претендуя на определение защитных качеств спецодежды в абсолютных показателях, наш метод может быть применен для сравнительной оценки защитных качеств спецодежды и других средств индивидуальной защиты для рабочих.

Метод этот заключается в следующем. Совокупность защитных свойств той или иной конструкции спецодежды, спецобуви или защитных приспособлений (противопылевые респираторы, защитные очки и щитки для глаз, самоспасатели для защиты от вредных газов и паров и т. п.) определяется, как своего рода «защитный показатель» (сокращенно ЗП).

Специально составленная шкала определяет важнейшие показатели ЗП для основных типов защитной спецодежды горнорабочих (см. табл. 1). В соответствии с изложенным выше производственно-гигиеническим принципом конструирования спецодежды шкала ЗП включает в себя 3 группы показателей:

- 1) показатели безопасности труда;
- 2) показатели гигиены труда и
- 3) показатели удобства труда.

Оценка качества спецодежды определяется баллами и процентами. Минимальная оценка качества принимается в 50%, вполне удовлетворительная — 60—75%, хорошая — 76—95% и отличная 96—100%, к суммарному количеству баллов.

Для сравнительной оценки защитных качеств тех или иных конструкций спецодежды производят необходимые исследования и суммируют полученные баллы оценки для каждого образца спецодежды в отдельности, после чего определяют % отношение последних к суммарному количеству баллов наивысшей оценки качества.

Максимальные оценки физико-технических и санитарно-гигиенических свойств тканей и материалов установлены в 25 условных баллов. Максимальные оценки этих же качеств, при испытании конструкции спецодежды, спецобуви и т. п. увеличиваются для показателей безопасности труда в 3 раза, для показателей гигиены труда в 2 раза и для показателей удобства труда в 1—2 раза.

Так, например, требуется определить ЗП трех конструкций горняцких головных уборов: а) картонной каски треста «Техника безопасности», б) фибровой горняцкой каски типа «Кузбасс» № 21 и в) прорезиненного горняцкого шлема для проходчиков.

ИССЛЕДОВАНИЕ 1-е. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА

Для определения механической прочности каски последняя испытывается на сопротивление удару металлического шара. Каска надевается на деревянную модель головы, являющейся частью специального копра динамометра. Металлические шары весом 1, 2 и 4 кг могут свободно падать с различной высоты.

Разрушение верхушки картонной каски происходит при падении шара

весом 2 кг с высоты 100 см, т. е. при выполнении работы удара в 2 кг/м. Для разрушения каски из тонкой 1,5 мм фибры требуется совершить работу в 12 кг/м.

Водоупорный горняцкий шлем с верхушкой из губчатой резины мало поддается разрушению в силу большой эластичности, но защитные свойства его крайне невелики, так как уже при слабых ударах шара, весом в 2 кг с высоты 50—60 см, верхушка глубоко прогибается и не защищает голову от механических повреждений. Сравнивая по шкале (см. табл. 1) показатели измерений в абсолютных единицах, находим для каски картонной около 7 баллов, для фибровой 60 и для шлема водоупорного 1, т. е. в последнем случае балльная оценка не производится.

ИССЛЕДОВАНИЕ 2-е. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ГИГИЕНЫ ТРУДА

Одним из наиболее характерных испытаний этой группы является определение количества углекислоты в надголовном пространстве под каской и сравнение полученных показателей (в объемных %) с показателями содержания углекислоты в окружающем воздухе.

Воздух из-под головных уборов забирается через 75 мин. с момента надевания последних у человека, находящегося в состоянии покоя, сидя (обычным способом, при помощи бюреток Зегера и последующего анализа воздуха на приборе Гольдана).

При исследовании находим во внешней среде количество углекислоты 0,05% (по объему), под каской картонной — 0,20%, под шлемом резиновым — 0,20% и под каской фибровой — 0,05%.

Находим по шкале соответствующие оценки, которые равняются для каски картонной и шлема резинового по 0 баллов, а для каски фибровой — 50 баллов.

ИССЛЕДОВАНИЕ 3-е. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЯ УДОБСТВА ТРУДА

Для защитных головных уборов одним из важнейших показателей удобства работы, что теснейшим образом связано с производительностью труда рабочих, является вес конструкции. В тяжелых касках работа крайне тягостна и рабочие в шахтах часто снимают их, чем подвергают себя опасности механических повреждений в случаях падений с кровли кусков угля и породы; кроме того, работа без головного убора ведет к охлаждению вспотевшей головы. При взвешивании на технических весах находим вес каски картонной 405 г, фибровой — 350 г и шлема водоупорного — 390 г, что соответствует по шкале соответственно 8 баллам, 12 баллам и 10 баллам.

Суммируем показатели по всем испытаниям и получаем, что ЗП для каски фибровой равен 122 баллам, для картонной каски — 15 баллам и для водоупорного шлема — только 10 баллам.

Наивысшая возможная оценка защитных качеств горняцких касок, из-

3 произведенных нами определений, составляет 150 баллов (см. табл. 1).

Таким образом фибровая каска, как имеющая 122 балла, получает оценку 81% (ЗП), что может характеризовать данную конструкцию, как хорошую в защитном отношении.

Низкие показатели ЗП картонной каски (10%) и шлема прорезиненного (7%) заставляют отнести их в разряд прозодежды с ограниченным кругом применения, главным образом на подсобных работах (в рудничных дворах шахт, в устьях штолен, на некоторых поверхностных горных работах и т. п.).

Приведенный выше порядок определения ЗП лишь по 3 выборочным исследованиям, естественно, может быть применен только для первоначальных, грубо-ориентировочных, сравнительных определений.

Для дачи заключения о ЗП каких-либо конструкций спецодежды, спецобуви и т. п. требуется возможно полное исследование санитарно-технических свойств последних.

Табл. 1

Шкала важнейших определений „защитного показателя“ (ЗП) спецодежды, спецобуви и защитных приспособлений для горнорабочих.

Показатели	Единица измерения	Показатели измерений			Примечание
		в принятых единицах	в условных баллах		
			конструкции	материалы	
1	2	3	4	5	6
I. Показатели безопасности труда					
1. Механическая прочность на удар конструкций, изготовленных из металла, фибра, пластмасс и их заменителей, а также механич. прочность материалов	Кг м	15,0	75	25	1. Каски, шлемы и другие защитные головные уборы. 2. Защитные щитки для лица и глаз (кроме оптических деталей)
		10,0	50	17	
		5,0	25	8,5	
		1,0	—	—	
2. Механическая прочность на удар конструкций, изготовленных из кожи, резины, дерева, пропитанных тканей и материалов, а также механич. прочность материалов	Кг м	15,0	75	25	1. Защитная обувь (носки, задники) 2. Наколенники 3. Защитные головные уборы
		10,0	50	17	
		5,0	25	8,5	
		1,0	—	—	
3. Механическая прочность изделий и материалов на разрывное усилие	Кг	200	75	25	
		135	50	17	
		67	25	8,5	
		20	—	—	
4. Механическая прочность изделий и материалов на истирание (по сравнению со стандартной фибровой полоской, толщ. в 1 мм)	%	100	75	25	
		67	50	17	
		34	25	8,5	
		10	—	—	
5. Электрозащитные свойства изделий и материалов: ВВ—высоковольтные;	Квт.	12,0(ВВ)	75	25	
		10,0(ВВ)	60	20	
		2,5(НВ)	75	25	
		1,7(НВ)	60	20	

Показатели	Единица измерения	Показатели измерений			Примечание
		в принятых единицах	в условных баллах		
			конструкции	материалы	
1	2	3	4	5	6
II. Показатели гигиены труда					
1. Ката-индекс пододежного воздуха (по сравнению с ката-индексом внешней среды, удовлетворяющей сан-гиг. требованиям)	%	50 30 20 10	50 30 20 —	25 15 10 —	
2. Относительная влажность пододежного воздуха . . .	%	15 45 60 75	50 30 20 —	— — — —	
3. Содержание углекислоты в пододежном воздухе (по сравнению с количеством углекислоты во внешней среде)	%	Равное на 50% на 75% на 100%	50 30 20 —	— — — —	
4. Пылезащитные свойства (пылепоглощение в % к весу исходных образцов) . .	%	0 10 20 25	50 30 10 —	25 15 5 —	
5. Водупорные свойства конструкций и материалов (при давлении водного столба 100 куб. см на кв. см поверхности)	Часы	12 8 4 3	50 33 17 —	25 17 8,5 —	
III. Показатели удобства труда					
1. Вес защитных приспособлений (одного экз.)	Г	150 300 450 525	25 15 5 —	— — — —	1. Защитные головные уборы 2. Наколенники
2. Вес спецодежды (одного экз.)	Г	500 750 1000 1250	25 15 5 —	— — — —	1. Куртки и брюки 2. Полукомбинезоны
3. Объем движений конечностей и отдельных частей тела (по сравнению с теми же частями тела, не защищенными спецодеждой) . .	%	100 50 25 15	50 25 12,5 —	— — — —	

Примечание. Шкала показателей ЗП дается в сокращенном виде.

Оценка защитных качеств спецодежды для горнорабочих-угольщиков (каска, шлемы, рукавицы и др.) по изложенному выше объективному методу проводилась нами в 1938, 1939 гг., одновременно с проверкой показателей по данным опросов рабочих — при опытной носке спецодежды на шахтах Кузбасса. Необходима дальнейшая проверка этого метода для практического применения его в промышленно-санитарной работе.

ВЫВОДЫ

1. Рациональная спецодежда и спецобувь являются важным фактором санитарной культуры и повышения производительности труда горнорабочих-угольщиков СССР.

2. Принятые в настоящее время на массовое производство для горнорабочих стандарты спецодежды не отвечают санитарно-техническим и производственным требованиям каменноугольной промышленности СССР.

3. Конструирование спецодежды для рабочих до сих пор производится исходя из грубо-эмпирических данных о тех или иных производственных особенностях труда и средних антропометрических показателей человека в состоянии покоя, что является совершенно недостаточным для разработки рациональных конструкций спецодежды.

4. Рациональные конструкции спецодежды для горнорабочих-угольщиков должны обеспечивать прежде всего безопасные, здоровые и удобные (комфортные) условия труда рабочих, т. е. строиться, исходя из производственно-гигиенического принципа.

5. При конструировании спецодежды для горнорабочих необходимо учитывать важное значение комплексной индивидуальной защиты рабочих, когда образцы спецодежды для защиты отдельных частей тела увязаны между собою в конструктивном оформлении.

6. Швейные лекала для спецодежды рабочих должны быть построены на основании специально произведенных антропометрических измерений рабочих, с учетом динамики движений тела.

7. Субъективный метод оценки защитных качеств спецодежды (опросом рабочих) весьма неточен и может быть использован лишь для получения ориентировочного представления о целесообразности той или иной спецодежды в конкретных производственных условиях, а также для определения сроков износа спецодежды, обуви и т. п.

8. Совокупность защитных качеств любой конструкции спецодежды рабочих может быть определена, как «защитный показатель» (сокращенно ЗП).

9. Определение защитных показателей тех или иных конструкций спецодежды, и сравнение их между собою может служить объективным методом для оценки защитных качеств спецодежды.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШАХТНЫХ ВОД ДЛЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ И САНИТАРНЫХ НУЖД ГОРОДОВ КУЗБАССА

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ШАХТНЫХ ВОД

Города Кузбасса испытывают недостаток воды. Городские водопроводы, подающие воду с рек, дебит которых (за исключением р. Томи) невелик, удовлетворяют потребность в воде санитарных и промышленных предприятий лишь на 70—80%. При этом в зимнее время жесткость речных вод достигает 12—14 немецких градусов, в летнее же время наблюдается большая мутность и значительное бактериальное содержание при жесткости 6—8 немецких градусов.

В связи с этим встал вопрос об использовании для санитарных и промышленных нужд шахтных вод.

Использование шахтных вод освобождает городские водопроводы от промышленных (самых крупных) водопотребителей и дает им возможность улучшать качество питьевых вод согласно тем требованиям, какие предъявляются санитарными органами.

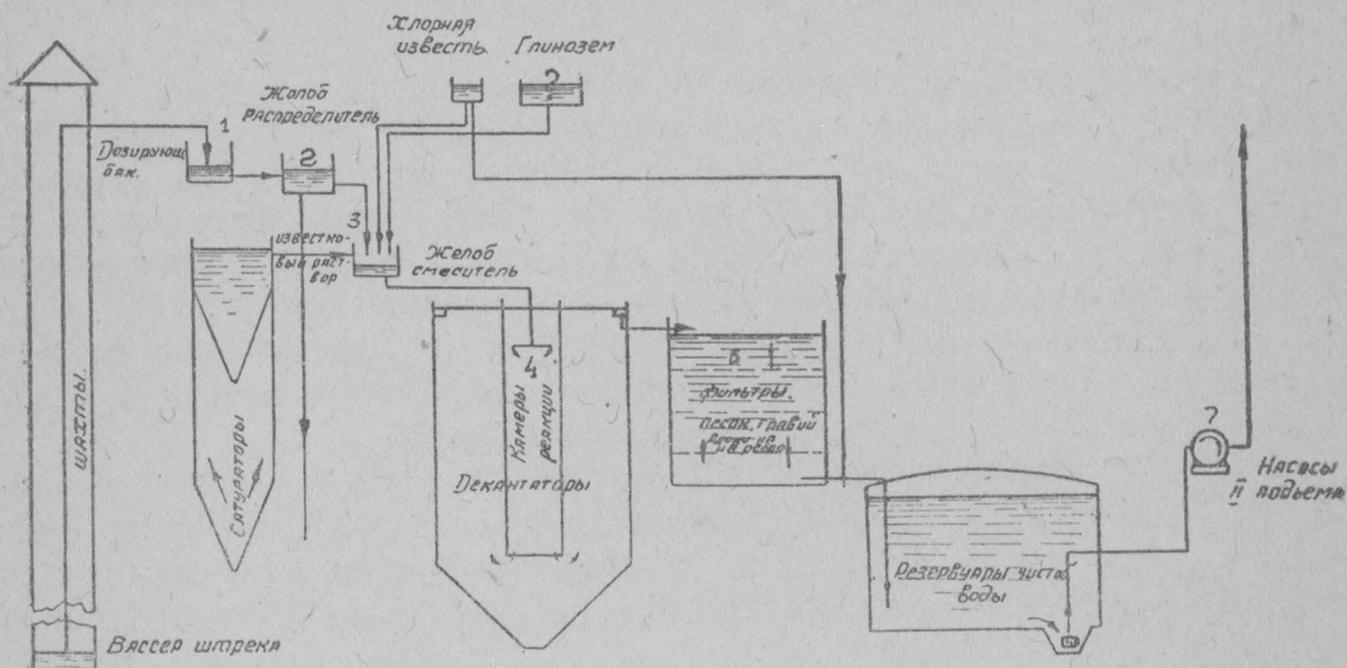
У промышленных же и санитарных водопотребителей требования к качеству, к химическому составу воды более высокие, чем к питьевым водам. Требуется максимальная прозрачность, наибольшее устранение жесткости, что дает сотни тысяч рублей экономии в расходовании мыла, топлива и повышении коэффициента полезного действия котельных установок, что особенно важно для электрических станций.

Автором этой статьи в 1934 г. было сделано предложение использовать после соответствующей обработки шахтные воды в Анжерке. Это предложение в настоящее время осуществлено, и построенная насосно-фильтровальная станция на шахте 9—15 уже дает положительные результаты.

Дебит шахтных вод в Кузбассе в 2—4 раза превышает потребность санитарных и промышленных предприятий. Дебит этот вполне устойчивый и имеет перспективы увеличения при переходе на более глубокие горизонты. Выдача шахтных вод на дневную поверхность большей частью происходит в расположении крупных водопотребителей.

Технологическую схему обработки шахтных вод из вассерштрека можно разбить на две стадии (см. фиг. 1).

Схема
Очистного сооружения шахтовой насосно-фильтровальной станции



Фиг. 1.

Первая стадия — обработка воды путем известкования и дезинфекции в отстойниках и на фильтрах.

Вторая стадия — дальнейшее умягчение на пермутитовой установке в количестве 5—10% от общей массы воды, прошедшей первую стадию обработки. Пермутитованная вода предусматривается исключительно для котлов сложных конструкций, очистка от накипи которых особенно затруднена. На первой опытной установке в Кузбассе принята следующая схема обработки шахтной воды.

Первая стадия. 1. Вода из вассерштрека подается на дневную поверхность шахтовыми насосами и принимается на насосно-фильтровальной станции жолобом-распределителем, где она в расчетном количестве разбивается на три потока;

а) на сатуратор в количестве, зависящем от жесткости обрабатываемой воды;

б) в жолоб-смеситель, где очищаемая вода перемешивается с растворами извести и хлорной извести;

в) в канализацию, в случае поступления излишков воды в жолоб-распределитель.

2. Из жолоба-смесителя вода поступает в «камеру реакции», где пребывает в течение 30 минут. Здесь вода совершает турбулентное движение, чем достигается дополнительный контакт растворов с очищаемой водой. Во время этого движения проходит в основном процесс умягчения и коагуляции. В нашем случае строительная известь является прекрасным коагулянтom, по своим качествам превышающим сернокислый глинозем, обычно употребляющийся на водоочистительных станциях.

3. Из «камеры реакции» вода поступает в отстойники, где освобождается от большей части взвесей, скоагулированной в хлопья. Только самые небольшие хлопья выносятся из отстойников на песочные фильтры. Тип отстойников принимается вертикальный (декантаторы), представляющий собой преимущества перед горизонтальным в отношении удаления осадков.

4. Мелкая муть, не осевшая в отстойниках, улавливается песочными фильтрами, образуя на их поверхности пленку из мельчайших частиц извести, глины и угля. После отстойников вода имеет прозрачность на шриффт Снеллена № 1 от 35 до 60 см. Редко прозрачность падает до 20 см. или превышает 1,5 м после длительных остановок (на шриффт Снеллена № 1 величина прозрачности определяется приблизительно в 1,5 раза меньше против определений «на крест»). Тип фильтров принят самый распространенный: безмешалочный, с деревянным дренажем большого сопротивления с горизонтальной компенсацией.

Промывка фильтров совершается один раз в сутки промывочным насосом, подающим 10 л на квадратный метр в секунду. Проектом была предусмотрена подача воды 15 л на квадратный метр в секунду, но за неимением в наличии соответствующего был поставлен насос в 1,5 раза меньшей производительности.

Прозрачность воды после фильтров превышает «на крест» 160 см. Нет никакой опалесценции, и по внешнему виду фильтрат не отличается от дистиллированной воды.

5. Сатуратор сконструирован по системе «Струя» с некоторым изменением ввода воды для насыщения. Кроме того, введен новый конструктивный элемент: продувка сатуратора водой от промывочного агрегата или из городской водонапорной линии. Вода поступает в нижнюю часть сатуратора, проходит через толщу известкового молока, затем поднимается вверх, принуждается особой системой трубок пройти вторично через известковое молоко во втором конусе. После этого вода поднимается вверх, переливается через кромку в карманы и оттуда поступает в трубопровод, ведущий раствор извести в жолоб-смеситель.

6. Фильтрат собирается в резервуары чистой воды, емкость которых равна трехчасовой пропускной способности установки.

7. Из резервуаров чистой воды последняя забирается насосами «второго подъема» и подается в сеть потребителей.

8. Дезинфекция воды предусматривается хлорированием, причем последнее может быть произведено: а) перед отстойниками, б) перед фильтрами, в) перед резервуарами чистой воды.

На действующей в Анжерке опытной установке были получены вполне удовлетворительные результаты по очистке шахтных вод, как это видно из приведенных ниже таблиц.

В табл. 1 приведены средние показатели качества воды до обработки и после обработки. Многократные контрольные анализы проводились лабораториями: треста Анжероуголь, санбактериологической Горздрава, выездной бригадой Новосибирского института гигиены и санитарии.

Табл. 1

Показатели качества	До обработки	После обработки
1	2	3
Прозрачность „на крест“	4—10 см	Свыше 160 см
Жесткость карбонатная	18—19 нем. град.	1—4 нем. град.
Жесткость общая	19—20	4—6 нем. град.
Аммиак мг на литр	0,16—0,45	0,16—0,045
Азотистая кислота мг на литр	0,002—0,125	Обычно не обнаруж. редко следы
Азотная кислота мг на литр	0,08—0,1	0,9—0,1
Железо мг на литр	2,6—2,26	Не обнаруж.

Если сравнить очищенную шахтную воду с водой яйского водопровода, то будем иметь следующую картину:

Табл. 2

Показатели качества	Фильтрат шахтовой воды зимой и летом	Фильтрат яйской воды	
		зимой	летом
1	2	3	4
Прозрачность „на крест“	Больше 160 см	Больше 160 см	20—30 см
Жесткость временная	1—3 нем. град.	12—13 нем. град.	1—3 нем. град.
Жесткость общая	4—6 нем. град.	13—15 нем. град.	1—8 нем. град.
Количество колоний	От 0 до 25, редко 40	От 0 до 200	От 50 до 1000
Коли-титр	Больше 333 см ³	От 100 до 333 см ³	От 1 до 333 см ³

В отношении бактериологического состава воды судят обычно по двум показателям:

а) По количеству колоний, которые вырастают на питательной среде после прибавления к ней (посева) 1 см³ исследуемой пробы воды.

б) По коли-титру, определение которого делается путем посева различных количеств исследуемой воды на специальных средах. В каком количестве исследуемой пробы воды появится рост кишечной палочки (бациллом-коли коммуне), например, в 100 см³ или 333 см³, таков будет и коли-титр: 100 или 333. Чем меньшее количество колоний вырастет из 1 см³ воды, тем вода считается лучше.

Чем больше коли-титр, чем большее количество воды приходится на одну кишечную палочку, тем вода считается более высококачественной. Нормами предусматривается, чтобы питьевые воды имели коли-титр не менее 333 см³.

Из табл. 2 видно, что шахтная вода после обработки по своему составу сравнительно постоянна, в то время как фильтрат яйского водопровода имеет весьма значительные колебания по своему составу.

Если весной и летом жесткость яйского водопровода снижается, то в

это же время сильно падает прозрачность воды, несмотря на употребление больших доз глинозема для ее осветления.

Аналогичная картина наблюдается почти во всех городах, получающих воду из водопроводов, расположенных на реках.

ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ШАХТНЫХ ВОД

Использование шахтных вод безусловно выгодно в тех городах каменноугольных бассейнов, которые удалены свыше 10 километров от хороших надежных источников водоснабжения: больших рек или озер, подземных источников и пр.

Стоимость 1 куб. м воды в таких городах обычно получается свыше 50 коп., например: в Анжерке 54 коп. куб. м, в Киселевске — 1 руб. 15 коп., в Прокопьевске 68 коп.

Шахтная же вода при мощности насосно-фильтровальной станции в 100 куб. м в час, или 2400 в сутки, получается по 30 коп. кубический метр (в Анжерке на 1939 г. стоимость одного кубического метра калькулируется в 29,8 коп.). Только на разности в себестоимости речной воды и шахтной экономии получается для города Анжеро-Судженска при коэффициенте использования установки 80%.

1) в день: $2000 \text{ м}^3 \times (54 \text{ к.} - 30 \text{ коп.}) = 480 \text{ руб.}$

2) в год: $480 \text{ р.} \times 360 \text{ дней} = 173000 \text{ руб.}$

В 1939 г. в Анжеро-Судженске проектируется вторая насосно-фильтровальная станция при шахте 5—7 на ту же мощность. Тогда экономия в год составит: $175000 \times 2 = 350000 \text{ руб.}$

По вышеприведенному расчету только в трех городах Кузбасса (Прокопьевске, Киселевске и Анжеро-Судженске) можно было бы иметь экономию около 2 млн. руб. в год.

По строительным затратам на шахтовые водопроводы по сравнению с речными имеем также крупные цифры экономии. Например, по яйскому водопроводу, в г. Анжеро-Судженске, при условии отказа от использования шахтных водопроводов необходима затрата до 10 млн. руб. в течение 3-й пятилетки. Если построить два шахтовых водопровода (на шахте 9/15 и шахте 5/7), то затраты выразятся только в 1,0—1,2 млн. руб. Кроме того, при затратах 900+1200 тыс. руб. на станции II и III подъемов можно подавать в город воды в 1½—2 раза больше, чем мы имеем, за счет увеличения скоростей в главном водопроводе до 1,5 м/сек., без повышения давления против существующего. Тогда в 3-й пятилетке будем иметь экономию на строительных затратах по Анжеро-Судженску:

$$10000000 - (1200000 + 1200000) = 7600000 \text{ руб.}$$

Для комплекса городов Сталинск—Прокопьевск—Киселевск требуется самое срочное увеличение подачи воды. Ориентировочная стоимость водопровода-гиганта с р. Томи для этого комплекса городов определяется в 50—80 млн. руб. В 1939 г. приступили только к составлению проектно-

го задания (основных положений) по головным сооружениям. Окончания проектировки в лучшем случае можно ожидать в 1940 г. Строительство такого водопровода займет 2—3 года. Вероятнее всего, что вода с р. Томи в Киселевке будет не ранее 1945 г.

Тяжелое положение с водоснабжением городов Киселевска и Прокопьевска заставит прибегнуть в ближайшие годы к использованию местных источников водоснабжения, одним из которых являются шахтные воды.

НЕДОСТАТКИ И ПРЕИМУЩЕСТВА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ШАХТНЫХ ВОД

Использование шахтных вод имеет, в основном, следующие отрицательные стороны:

1) Шахтные воды имеют свежее загрязнение экскрементами людей и лошадей, из которых отдельные могут быть опасными бактериями. Хотя в настоящее время проводится везде устройство уборных в шахтах, но все же это полностью не устранит попадание фекалий в водопровод.

2) Устройство нескольких водопроводов в одном городе требует в общей сложности большего числа обслуживающего персонала и санитарного надзора.

3) Постройкой шахтовых водопроводов временно отодвигается необходимость в расширении городских больших водопроводов. Это может создать успокоенность в отношении проектирования и кредитования по питьевым водопроводам.

4) Персонал, обслуживающий шахтовые водопроводы, должен быть более квалифицированным, чем на обычных речных водопроводах. Требуется меньше от фильтровальщиц производить простейшие химические анализы по определению: а) остаточного хлора; б) избыточной извести; в) временной жесткости.

Главными положительными сторонами использования шахтных вод являются следующие:

1) Освобождение городских питьевых водопроводов от крупных промышленных и санитарных водопотребителей, за счет чего население получает возможность увеличить свое водопотребление.

2) Обработка санитарно-технических вод может быть поставлена различной от питьевых вод. Это очень важно в отношении коэффициентов полезного действия котельных установок и агрегатов, расхода топлива, мыла и пр.

3) Проектировка и строительство шахтового водопровода могут быть закончены в один год. Город сразу же получает эффект улучшения состояния водоснабжения.

4) Строительство шахтовых водопроводов обходится в 5—15 раз дешевле больших водопроводов для городов, удаленных на 15—25 км от надежных источников водоснабжения.

5) Стоимость улучшенной воды-фильтрата будет обходиться по

25—37 коп. за один кубометр, тогда как по питьевым водопроводам имеем вдвое дороже.

Благодаря невысокой себестоимости фильтрата шахтовые водопроводы полностью самоокупаются в течение 2—5 лет их эксплуатации.

6) Шахтовые водопроводы значительно уменьшают в будущем капиталовложения на строительство крупных водопроводов, так как использование шахтных вод может составить 30—50% от общей подачи воды в город.

7) Шахтовые водопроводы облегчат проведение в жизнь ряда мероприятий по благоустройству городов. Поливка улиц и садов, устройство городских душей и бассейнов для плавания в летнее время, устройство фонтанов, — все это легче и скорее осуществится при наличии дешевой доброкачественной воды, количество которой не будет зависеть от мощности питьевых водопроводов.

8) Наличие в городе двух-трех водопроводов дает значительную гарантию в бесперебойности водоснабжения. Авария на одном из водопроводов не прекращает полностью подачи воды в город.

Путем соответствующего переключения можно временно соединить сети городского и шахтового водопроводов, если это потребуется крайней необходимостью. Большой опасности в этом не предвидится, так как шахтная вода может в любой момент получить любую дозу дезинфектанта.

9) Обработка шахтных вод производится обычной негашеной строительной известью — CaO , работающей в нашем случае как прекрасный коагулянт, превосходящий по своему эффекту действие серно-кислого глинозема. Известь является продукцией местной промышленности и доставка ее может быть легко организована без перебоев. Для обработки же речных вод требуется дефицитный серно-кислый глинозем. Доставка его в количестве десятков вагонов ежегодно обходится значительно дороже доставки строительной извести. Нередки случаи в перебоях доставки глинозема на городские водопроводы.

10) Использование шахтных вод уменьшит общее количество сточных вод, что улучшит санитарное состояние городов.

11) С постройкой шахтовых водопроводов представится возможность передать городским советам питьевые водопроводы. Угольные тресты освободятся от тяжелых забот о водоснабжении всего города.

Общая экономия для государства от использования шахтных вод по СССР может составить десятки миллионов рублей.

Правильное же и бесперебойное водоснабжение городов будет способствовать общему улучшению их благосостояния.

VI

ХИМИЯ УГЛЯ

СИСТЕМАТИКА И ПРОМЫШЛЕННАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ УГЛЕЙ КУЗБАССА

В настоящее время для каменных углей Кузнецкого бассейна не существует такой промышленной классификации, которая в достаточной мере удовлетворяла бы требованиям, предъявляемым к ней со стороны и производства и потребления углей и способствовала бы наиболее рациональному использованию последних. Этот факт не нуждается в пояснениях и должен быть признан с полной очевидностью.

Охарактеризуем вкратце ход развития промышленной классификации кузнецких углей и ее современное состояние.

Впервые систематическая обработка аналитических данных, полученных в различных лабораториях по отношению к кузнецким углям, сделана Н. М. Караваевым и И. Б. Раппопортом (1), с целью установления марок применительно к существующим для донецких углей. В результате этой работы были приняты на основании количества летучих, теплотворной способности и характера тигельного кокса следующие марки для кузнецких углей.

ПАРОВИЧНЫЙ СПЕКАЮЩИЙСЯ „ПС“

Летучие на горючую массу: 12—28%; теплотворная способность: 8250—8650 кал. Кокс спекшийся, плотный или умеренно плотный.

Анжеро-Судженское месторождение — все пласты.

Кемеровское месторождение — пласты: Владимировский, Волковский.

Прокопьевское месторождение — пласты: Характерный, Лутугинский, Прокопьевский II.

ПАРОВИЧНЫЙ ЖИРНЫЙ „ПЖ“

V²: 28—35%; теплотворная способность: 8350 кал. Кокс спекшийся, сплавленный, плотный.

Кемеровское месторождение — пласт Кемеровский.

КОКСОВЫЙ „К“

V²: 18—26%. Кокс спекшийся, сплавленный, вспученный.

Прокопьевское месторождение — пласты: Внутренний II, Внутренний III, Внутренний IV.

ГАЗОВЫЙ „Г“

V² : 40—44%; теплотворная способность: 8325 кал. Кокс спекшийся, сплавленный, вспучен или средне-вспучен, или умеренно плотный.

Ленинское месторождение — пласты: Болдыревский, Майеровский, Серебрянниковский.

ДЛИННОПЛАМЕННЫЙ, ЖИРНЫЙ „ДЖ“

V²: 40%; теплотворная способность: 7770 кал. Кокс спекшийся, плотный.

Ленинское месторождение — пласт Журинский.

ТОЩИЙ „Т“

V²: 20%; теплотворная способность: 8450 кал. Кокс слабо спекшийся. Прокопьевское месторождение — пласты: Мощный, Проводник, Безымянный.

Учитывая развивающееся потребление углей пластов Волковского, Мощного и Безымянного для доменной плавки, авторы предлагают к указанной маркировке добавить новую марку — доменный уголь «ДН», к какой, следовательно, и должны быть отнесены угли названных пластов. К тощим же углям позднее были отнесены угли Араличевского месторождения.

В дальнейшем маркировка углей, не охваченных в работе Караваева и Раппопорта, была выполнена исследовательскими группами, проводившими испытания углей на Сталинском и Кемеровском коксохимических заводах.*

Таким образом были замаркированы угли месторождений Осиновского, Араличевского, Белово-Бабанакоевского и угли новых шахт, по месторождениям: Ленинскому, Прокопьевскому и Кемеровскому и, наконец, угли Киселево-Афонинского месторождения.

Классификация углей с распределением их на указанные группы (марки) сохранилась до сего времени по существу без изменения, как единственная техническая классификация для кузнечных углей. В настоящее время имеются лишь добавленными некоторые новые марки, а именно «К2» и «СС». Первая из них характеризует уголь с пониженными коксующими свойствами по сравнению с собственно-коксовыми; вторая чи-

* Группа Кузнецкстроя (1929 г.), группа Союзкокса (1931 г.) и др.

тается «слабо спекающийся» и объединяет угли с наиболее низкой спекающей способностью; марка «ДЖ» изменена в марку «Д». Кроме того, некоторые угли переведены в другие марки (например, уголь Кемеровского пласта из «ПЖ» в «К»).

Однако такого рода маркировка углей в настоящее время не может быть признана удовлетворительной по следующим причинам.

Уже самая терминология является недостаточно определенной и выдержанной, а для некоторых марок, кроме того, она лишена смысла. Это следует отнести к таким наименованиям, как «паровичный жирный», «паровично-спекающийся» и «длиннопламенный жирный». Совершенно очевидно, что угли со свойствами «паровичных жирных», к которым в Кузбассе относятся наиболее плавкие угли Осиновского месторождения (в указанной выше работе они не затронуты), никоим образом не должны использоваться для отопления паровых котлов, так как единственно целесообразным является употребление их в коксовых шихтах вместе с менее плавкими углями, поэтому наименование «паровичный» не только не имеет связи с правильным использованием угля, но даже противоположно ему. Многие из углей марки «ПС» обладают хорошими коксующими свойствами, в силу чего сжигание их является нерациональным; в этом случае название их также не соответствует применению. Наименование «длиннопламенный жирный» также не находится в связи ни со свойствами угля, к которому оно относится (уголь Журицкого пласта), ни с его применением. Здесь следует отметить, что термин «жирный», вообще говоря, употребляется в двояком смысле: во-первых, в смысле количества летучих (например, при увеличении летучих в шихтах говорят «ожирнение» шихт) и, во-вторых, более жирными углями называют угли с большей спекающей способностью или угли более плавкие, например, в классификации Грюнера и др. длиннопламенные тощие или сухие, практически не спекающиеся и длиннопламенные жирные, иначе газовые, обладающие хорошо выраженной спекающей способностью, достаточно плавкие, однако, с меньшим количеством летучих. Такого рода двойственность лишает термин «жирный» по отношению к углю всякой определенности, что безусловно не должно иметь место при выработке терминологии в новых классификациях. Журицкий уголь обладает плавкостью в ничтожной степени, практически почти не спекается, тогда как газовые угли того же Ленинского района хорошо спекаются и, следовательно, в этом смысле являются более жирными. По количеству же летучих они очень близки и потому «длиннопламенность» их практически одинакова. Остается предположить, что уголь Журицкого пласта назван жирным в силу того, что он при швелевании дает значительное количество первичного дегтя, гораздо больше, чем близкие к нему по другим свойствам угли 1-й группы Грюнеровской системы, но в таком случае это будет уже третье значение для термина «жирный», что делает его совершенно произвольным.

Впоследствии, как уже упоминалось, название «длиннопламенный жирный» (ДЖ) заменено названием «длиннопламенный» (Д), что также не находится в связи со специфическими свойствами журицкого угля, к ко-

тому оно относится, и отождествляет его с сухими длиннопламенными углями, аналогичными углям 1-й группы по Грюнеру.

Далее марочная классификация является устаревшей. При ее первоначальной разработке еще не были известны те характеристические показатели для углей, которые были предложены или сделались достаточно популярными позднее (газопроницаемость угольного расплава, температуры плавления и затвердевания, толщина пластического слоя и т. д.). Суждение же о таком важном свойстве угля, как его плавкость или спекаемость по тигельному корольку, для использования этого в классификации в настоящее время никак не может быть признано достаточным.

Следует отметить также отсутствие определенности и четкости в различии между марками «ПС» («паровично-спекающиеся») и «СС» (слабо-спекающиеся), чем, по сути дела, вносится только путаница при характеристике углей и их целевом назначении.

Марочная классификация в целом не содержит в себе критериев для суждения об углях в отношении их рационального промышленного использования и взаимозаменяемости в тех или других условиях, между тем как это-то и является особенно важным и существенным.

И, наконец, существующие группы (марки) углей объединяют угли, все-таки слишком различные по их свойствам, в особенности по отношению к коксующей способности. Так, среди углей обширной группы «ПС» встречаются, с одной стороны, едва спекающиеся угли, каковы, например, угли некоторых пластов Анжеро-Судженского месторождения, с другой же стороны — иногда угли, относимые к этой марке, приближаются по своим свойствам к коксовым углям (некоторые киселевские).

Классификации углей, предложенные в дальнейшем Л. М. Саложниковым (2), Н. П. Чижевским (3), В. А. Веховым (4, 5) и Г. Н. Подбельским (6), не имели характера собственно промышленной классификации и не привились в практике для углей Кузбасса.

Имея в виду в качестве конечной задачи промышленную классификацию углей, следовало бы различать систематику углей и собственно классификацию их; построение классификации без систематики сопровождается неизбежными затруднениями и обычно приводит к результатам недостаточно отчетливым.

Кроме того, принципы систематики и промышленной классификации, очевидно, различны. Систематика вообще занимается изучением форм. По отношению к углям задача систематики состоит в том, чтобы дать критерии, на основании которых можно было бы отличать все существующие типы углей, дать каждому из них наименование и по возможности точное и ясное определение (диагноз), которое не позволяло бы смешивать различные типы углей один с другим. Для достижения этой цели угли должны быть расположены в систему, т. е. распределены, например, в группы, классы, виды (систематические единицы) так, чтобы всякий типичный уголь занимал в этой системе вполне определенное положение, сообразно с признаками, ему свойственными, чтобы встретив новый, не встречавшийся тип угля, можно было бы легко определить его место в

системе и узнать, таким образом, его название, его свойства или же установить, что данный уголь представляет собою совершенно новый тип, еще неизвестный и не описанный.

Для осуществления указанной задачи систематика вообще пользуется систематическими единицами различной крупности, причем самой мелкой единицей является обыкновенно «вид», более крупные единицы «род», «семейство», «группа», «класс» и т. д.

Систематические единицы соподчинены друг другу и соответствуют определенным признакам, которыми характеризуется объект систематики. По отношению к углям такие признаки должны выражать наиболее важные свойства углей и быть, по возможности, немногочисленными; нахождение таких признаков должно осуществляться при помощи несложных и недлительных аналитических приемов, что необходимо в производстве массовых определений.

При наличии систематики углей может быть построена промышленная классификация углей на следующих принципах:

1. Промышленная классификация должна учитывать, с одной стороны, свойства выдаваемого шахтами товарного угля, а с другой стороны, промышленное использование углей, т. е. те требования, которые предъявляются к углям со стороны потребляющих отраслей промышленности, увязывая, таким образом, интересы производства и потребления углей.

2. В классификации углей должны быть отражены особенности социалистической промышленности в смысле правильного использования углей, в соответствии с их топливными и технологическими свойствами.

3. Структура классификации углей должна быть несложной, удобопонятной и легко воспринимаемой для всех лиц, имеющих соприкосновение с углями, независимо от специальности этих лиц и их квалификации.

4. Промышленная классификация должна базироваться на систематике углей, исходя из свойств систематического типа угля с его показателями и увязывая эти свойства с родом промышленного использования углей. Для уточнения свойств угля в отдельных случаях могут вводиться, в качестве дополнительных, некоторые особые, собственно классификационные признаки.

5. В промышленной классификации должны быть установлены классификационные единицы или марки, в зависимости от технических свойств углей и соответствующего промышленного использования их.

6. Качественные стандарты для углей внутри каждой марки основываются на содержании золы. Для неспекающихся углей, кроме того, на крупности кусков и количестве мелочи, в связи с чем устанавливается «сорт» углей.

По отношению к углям Кузбасса автор строит систематику их на следующих трех признаках:

1) Относительная вязкость жидкой части угольного расплава, определяемая по степени поднятия или опускания штемпеля в приборе автора (величина H (7)). На основании этого признака угли распределены в пяти группах, которые нанесены на левой части шкалы прибора.

II, относясь при этом к различным классам (от 4 до 7 для испытанных углей), в отношении вида они устойчивы и всегда относятся к виду в.

В группу I попадают также длиннопламенные, весьма слабо спекающиеся угли типа журиных, относясь к классу 1 (возможно к классу 2 с более глубоких горизонтов) и к виду в или г.

Паровично-жирные угли Осинковского месторождения располагаются в группе II и в самых высоких классах, показывая, однако, в последнем отношении очень значительные различия; в отношении вида всегда относятся к виду б.

Типичные коксовые угли Прокопьевского месторождения попадают в группы IV и V, относясь большей частью к классу 4 или 5 и к виду б. Так же располагаются и шихты, доставляющие хорошего качества кокс; таким образом, указанная область графика является областью благоприятных шихт.

Угли, относимые к паровично-спекающимся («ПС»), при данном способе испытания и систематизации показывают большое различие, располагаясь в трех первых группах, трех первых классах и относясь или к виду а или к виду б.

При окислении углей, а также при изменении их вследствие термического воздействия, перемещение углей происходит, главным образом, по вертикали сверху вниз, так как они проходят из высших классов в низшие. Эти изменения углей при испытании их констатируются с большой отчетливостью, а характер изменений наглядно выражается в графике.

Несмотря на большое количество «возможных» типов углей ($5 \times 12 \times 4$ —240), систематика их оказывается очень простой и в то же время достаточно наглядной.

При наличии трех показателей, повидимому, совершенно устраняется изомерия углей и в силу этого различные угли индивидуализуются достаточно отчетливо.

Технологические свойства углей могут быть выявлены непосредственно из графика, например, уголь с формулой (II, IIб) может взять большее количество присадочных углей в коксовой шихте, чем уголь (II, 8, б), так как степень плавкости первого больше. С другой стороны, присадочный уголь (III, 3, а) может быть использован в большем количестве, чем уголь (I, 2, а).

Принятые для систематики углей показатели могут быть найдены быстро и в несложной обстановке, что имеет большое значение для практики.

При построении промышленной классификации углей Кузбасса на основе их общей систематики, в качестве дополнительных признаков, вводятся: термическая устойчивость при горении (горение в куске без его разрушения) и выход первичной смолы.*

* Выход первичной смолы легко определяется в стандартной реторте Фишера. Определение термической устойчивости может быть произведено по методике ХИИГ („Теплотехника“, под ред. проф. А. В. Наумова, Трансжелдориздат, 1938 г., стр. 26).

Угли подразделяются на марки сообразно с тем, в какой области и как они могут быть использованы наиболее рационально и рентабельно. Такими марками могут быть следующие:

I. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ТОПОЧНЫЕ, МАРКА „ЭТ“

Назначаются для непосредственного сжигания в топках. Эти угли не обладают технологическими или иными особыми свойствами, в силу которых представлялось бы целесообразным дать им специфическое целевое назначение; в силу этого является вполне допустимым непосредственное сжигание их в топках того или иного устройства.

К таким углям должны относиться:

1. Неспекающиеся (тощие угли) с малым количеством летучих, в том случае, если они не обладают достаточной термической устойчивостью, т. е. способностью гореть в куске без его разрушения при горении. Пример: угли Араличевского месторождения треста Куйбышевуголь.

2. Слабо спекающиеся угли с малым количеством летучих, если они не обладают термической устойчивостью и способностью вспучиваться при спекании: расплав таких углей является жестким (неоднородным), при малой вязкости жидкой его части, в силу чего они являются наименее пригодными углями для присадки в коксовые шихты. Пример: шахта 5—7, пл. Петровский треста Анжероуголь.

3. Слабо спекающиеся или вовсе неспекающиеся угли с большим количеством летучих в том случае, если они при низкотемпературном пиролизе доставляют первичной смолы (по швель-пробе) меньше 10%. Такие угли образуются в результате окисления углей иных типов, большей частью спекающихся, при утрате спекающей способности до весьма малой степени или же до полного ее исчезновения. Пример: окисленные угли Осиновского месторождения треста Молотовуголь.

II. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ГАЗОВЫЕ, МАРКА „ЭГ“

Назначаются для безостаточной газификации в генераторах, а также при достаточной механической крепости в качестве топлива для вагранок и доменных печей.

Таковыми углями могут быть: неспекающиеся или спекающиеся угли с количеством летучих 15—25% и обладающие термической устойчивостью. Они являются наиболее благоприятным топливом для генераторного процесса, поэтому получение генераторного газа определяет их целевое назначение. При особенно значительной механической крепости их, сохраняемой при горении, такие угли могут быть употребляемы в качестве топлива для вагранок и доменных печей малой металлургии. Пример: Волковский пласт, верхняя пачка Кемеровского месторождения; шахта № 11, пласты Безымянные I и II — Прокопьевского месторождения.

III. ПЕРЕГОННЫЕ ТОЩИЕ, „ПТ“

Назначаются: а) для полукоксования, б) для безостаточной газификации с отъемом первичной смолы.

Эти угли, будучи неспекающимися, характеризуются большим количеством летучих порядка 40% и более. Отличительной особенностью этих углей является способность их доставлять при низкотемпературном пиролизе значительные количества первичной смолы и швель-газа. Вместе с тем они наиболее легко гидрируются. Соответственно этому данные угли являются ценным сырьем для получения искусственного жидкого топлива, путем непосредственной бергонизации или путем полукоксования с последующим гидрированием первичной смолы.

Перегонные тощие угли могут использоваться также для безостаточной газификации в генераторах, но при этом, принимая во внимание их особенности, является обязательным ведение генераторного процесса с отъемом первичной смолы в специальных генераторах с швель-шахтой. Пример: Журинские пласты — Ленинуголь.

IV. ПЕРЕГОННЫЕ ЖИРНЫЕ, „ПЖ“

Назначаются: а) для полукоксования, б) для безостаточной газификации с отъемом первичной смолы, в) для производства богатого газа в условиях остаточной газификации, г) для коксования.

Эти угли являются плавкими и, характеризуясь большими выходами первичной смолы при полукоксовании, поставляют при этом кусковой полукокс, который может использоваться в качестве бездымного топлива. Гидрируются они также легко.

При высокотемпературном пиролизе в условиях коксования перегонные жирные угли, за счет разложения большого количества первичной смолы, дают большой выход коксового газа, вследствие чего является вполне целесообразным использование этих углей для производства богатого газа, как главного продукта, в условиях остаточной газификации на коксгазовых установках, а также введение в коксовые шихты в производстве металлургического кокса с целью увеличения количества коксового газа, ароматической смолы и бензола при одновременном расширении ресурсов углей для коксования.

Пример: пласты Болдыревский, Майеровский и др. по всем шахтам треста Ленинуголь.

V. КОКСУЮЩИЕСЯ ЖИРНЫЕ, МАРКА „КЖ“

Назначаются только для коксования.

VI. КОКСУЮЩИЕСЯ ТОЩИЕ, МАРКА „КТ“

Назначаются только для коксования.

Наименование углей	Мар-ка	Формула	Дополнительные признаки	Назначение
1	2	3	4	5
Энергетический топочный	„ЭТ“	(I), (0-2), (а-б-в-г)	Не обладают термической устойчивостью. Выход первичной смолы меньше 10%.	Для сжигания в топках.
Энергетический газов.	„ЭГ“	(I), (0-1), (а-б)	Обладают термической устойчивостью. Выход первичной смолы меньше 10%.	Для безостаточной газификации в генераторах, а также при достаточной механической крепости—в качестве топлива для вагранок и доменных печей.
Перегонный тщий	„ПТ“	(I), (0-1), (в-г)	Выход первичной смолы больше 10%.	Для полукоксования и гидрирования. Для безостаточной газификации с отъемом первичной смолы.
Перегонный жирный	„ПЖ“	(I-II), (4-7), (в-г)	Выход первичной смолы больше 10%.	Для полукоксования и гидрирования. Для безостаточной газификации с отъемом первичной смолы. Для производства богатого газа в условиях остаточной газификации и для коксования.
Коксующийся жирный	„КЖ“	(II-III), (8-12), (б-в)	—	Для коксования
Коксующийся тощий	„КТ“	(III-V); (2-8), (а)	—	Для коксования
Коксовый	„КК“	(IV-V), (4-7), (а-б)	—	Для коксования

VII. КОКСОВЫЕ, МАРКА „КК“

Назначаются только для коксования.

Для углей последних трех марок характерным является их способность спекаться с большим или меньшим вспучиванием; степень того и другого зависит от качества расплава, который образует уголь в периоде пластического состояния в определенном температурном интервале при нагревании без доступа воздуха. Угольный расплав состоит из жидкой части и твердых зерен, соотношение между этими частями (степень однородности расплава) определяет степень сплавленности коксованного угля, а большая или меньшая вязкость жидкой части расплава обуславливает соответственно большее или меньшее вспучивание, на что оказывает также влияние степень однородности расплава. Для образования крепкого кускового кокса необходимо, чтобы уголь давал расплав с возможно большей вязкостью при степени однородности не ниже некоторого определенного предела. В соответствии с этими углями наиболее пригодными для коксования являются следующие:

1. Угли с высокой степенью однородности расплава, но с умеренной вязкостью; количество летучих порядка 30%. Такие угли самостоятельно не доставляют пригодного кокса, но с успехом применяются в шихтах вместе с углями, которые дают расплав с малой степенью однородности. Эти угли названы коксующимися жирными «КЖ». Пример: неокисленные угли Осиновского месторождения треста Молотовуголь.

2. Угли с малой степенью однородности расплава, но с большой или умеренной вязкостью жидкой его части, количество летучих до 20%. Они являются хорошими присадочными углями к углям первого типа и тем лучше, чем больше вязкость их расплава. Сами по себе они также не дают удовлетворительного кокса, так как он получается недостаточно проплавленным (мусористым) по причине нахождения в расплаве большого количества твердых зерен, недостаточно цементированных. Этим углям присваивается название коксующихся тощих («КТ»). Пример: угли Киселево-Афонинского месторождения треста Кагановичуголь (шахта № 4, пласты Внутренние I, II).

3. Угли с умеренной или высокой степенью однородности расплава при большой вязкости жидкой части; количество летучих 20—25%. Вообще самостоятельно поставляют металлургический кокс. Являются наилучшими для шихт. Угли эти названы коксовыми («КК»). Пример: угли Прокопьевского месторождения трестов Сталинуголь и Прокопьевскуголь (шахта им. Молотова — пл. VI Внутренний; шахта № 9 им. Кагановича — пласт II Внутренний).

Схема классификации и формулы для углей даны в прилагаемой таблице.

ЛИТЕРАТУРА

1. Н. М. Караваев и Б. П. Рапполорт. — К вопросу маркировки углей Кузнецкого бассейна. Известия Теплотехнического института, № 7 (50), 1929 г.

2. Сапожников Л. М. и Базилевич Л. П. — О расчете коксовой шихты. «Кокс и химия», № 5—6, 1934 г.

3. Н. П. Чижевский и Г. Н. Дмитриев. — Опыт классификации каменных углей по коксующей способности. «Химия твердого топлива», т. VI, вып. 6, 1935 г.

4. В. А. Вехов, С. Н. Золотов, Г. Н. Подбельский. — Классификация углей Кузбасса по коксующей способности, 1935 г.

5. В. Вехов. — Промышленная классификация углей. «Уголь Кузбасса», 1936, № 3.

6. И. В. Геблер. — О коксующей способности кузнецких углей, «Кокс и химия», 1936 г., № 11.

7. Г. Н. Подбельский. — Классификация углей Кузбасса. «Уголь Кузбасса», 1936 г., № 10.

8. И. В. Геблер. — Природа пластического состояния каменных углей и их классификация. «Кокс и химия», 1939 г., №№ 1, 2.

ИНФОРМАЦИЯ

НОВОЕ В СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

Группа систем разработок разработала по идее научного сотрудника КНИУИ Б. М. Скорого — проект системы с применением эластичного железо-балочного мата.

Сущность системы состоит в том, что пласты мощностью от 8 до 20 и более метров с углом падения от 65° до 90° разрабатываются горизонтальными слоями сверху вниз с последующим обрушением и перепуском вышележащих пород. Выемка производится по простиранию.

Угольный массив изолируется от перепускаемых пород эластичным железо-балочным матом, перекрытым бревенчато-досчатым настилом. Одновременно этот же мат служит перекрытием (креплением) в рабочем пространстве очистного забоя.

Для сохранения рабочего пространства, по мере подвигания очистного забоя по простиранию, под мат подводятся передвижные металлические клетки, которые, опираясь в забой, должны гарантировать от провисания и, следовательно, от возникновения растягивающих и изгибающих усилий на отдельные звенья железо-балочного мата.

Эта система имеет большие преимущества. Она гарантирует безопасность работ, исключает потери полезного ископаемого в целиках. Обычное крепление при этой системе совершенно отсутствует, расходы лесоматериалов сводятся к минимуму.

Мат и клеть изготовлены на Киселевском механическом заводе. Опытные работы в эксплуатационных условиях по этой системе будут произведены на шахте 4—10 треста Кагановичуголь.

КРЕПИЛЬНЫЙ АГРЕГАТ

Группа систем разработок в текущем году разрабатывает тему, исключительной важности, о механизации установки забойщицкого крепления на крутых и наклонных пластах, мощностью до 4 метров.

Проблема механизации установки крепления впервые выдвигается КНИУИ, ранее этого вопроса не касались ни заграничная, ни советская практика, так же как не ставился он и научными организациями.

Запроектированный крепильный агрегат, по предложению научного сотрудника инж. В. Ф. Парусимова, изготовлен в мастерских треста Прокопьевскуголь. Первое испытание агрегата на шахте имени Молотова

треста Сталинуголь показало, что в основу агрегата положен совершенно правильный принцип. Дальнейшая работа должна идти по пути совершенствования его конструкции.

Агрегат отличается исключительной простотой и представляет собою клепанную конструкцию, состоящую из подвижной и неподвижной рамы. С помощью лебедки, установленной на верхнем вентиляционном штреке, агрегат перемещается вдоль забоя. Агрегат заряжается крепью на один «круг» вверху лавы и несет в забой как бы смонтированную крепь. Действием рычагов агрегата крепь устанавливается в рабочее положение.

Рабочий, занятый на агрегате, несколькими ударами кувалды «загоняет» стойки в нормальное положение и таким путем проверяет крепь. В результате механизации установки крепления облегчится самый тяжелый процесс в угледобыче. Время, которое уходит на крепление от 65—75% от общего, идущего на выемку, может быть значительно сокращено. Подвигание очистного забоя и его производительность могут возрасти в $1\frac{1}{2}$ —2 раза.

ЛЕГКАЯ ВРУБОВАЯ МАШИНА

Для облегчения отбойки угля, при разработке мощных крутопадающих пластов системой послышной выемки в нисходящем порядке, целесообразно применять механизированную зарубку. В то же самое время существующие типы тяжелых врубовых машин для этих целей не могут быть использованы, главным образом, из-за больших габаритов. Группа механизации работает над составлением проекта легкой врубовой машины с лонгвольной зарубкой, которая могла бы удовлетворить условиям работы в системе послышной выемки, а также и в других слоевых системах. Ориентировочно техническая характеристика легкой врубовой машины следующая: мощность мотора (получасовая) — 5,6 квт, скорость резания — 1,85 м/сек., скорость подачи — 0,50—0,75 м/мин.; скорость холостого хода—10,0 м/мин.; длина бара — 1,25 метра. Габаритные размеры: длина 1300 мм, ширина 500 мм; высота 400 мм. Изготовление опытного образца намечено провести в экспериментальных мастерских института в I квартале 1940 года.

ГУСЕНИЧНЫЙ ХОД ДЛЯ ВРУБОВОЙ МАШИНЫ БШ

Наличие колесного хода для врубовых машин типа БШ создает ряд неудобств в работе, в силу чего требуется длительное время, примерно 1—1,5 часа на перемещение и установку машины. Группой механизации спроектирована для этой машины переделка колесного хода на гусеничный, что позволит улучшить организацию работы и ускорить производство всех вспомогательных операций. Гусеничный ход легко монтируется на существующем колесном, что может быть сделано любой шахтной мастерской. Опытный образец гусеничного хода изготовлен в мастерских института и отправлен для испытания на шахту.

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. Первые итоги 2

I. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МОЩНЫХ ПЛАСТОВ

2. Горн. инж. В. Ф. Парусимов. Практика применения наклонных слоев. 9
3. Горн. инж. П. М. Ковачевич. Опыт применения системы горизонтальных слоев 33
4. Горн. инж. Н. А. Чинакал. Щитовое металлическое крепление 56

II. УПРАВЛЕНИЕ КРОВЛЕЙ

5. Горн. инж. электромеханик В. Г. Бочкарев. Металлическое крепление для пологопадающих и наклонных пластов Кузбасса 73

III. МЕХАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

6. Горн. инж. электромеханик Г. В. Родионов. Результаты испытания погрузочной машины и скоростные проходки породных выработок 91
7. Горн. инж. электромеханик С. А. Радугин. Итоги работы по выбору типа закладочной метательной машины 102
8. Горн. инж. электромеханик Г. В. Родионов. Предохранительная лебедка для врубовых машин на крутом падении 114

IV. БОРЬБА С ПОДЗЕМНЫМИ ПОЖАРАМИ

9. Д. В. Ермузевич. К вопросу о тушении и предупреждении подземных пожаров дымовым газом 123

V. БЕЗОПАСНОСТЬ, ОХРАНА ТРУДА, САНИТАРИЯ

10. Канд. медиц. наук П. Т. Приходько. Производственно-гигиенический принцип конструирования и оценки защитных качеств спецодежды горнорабочих 141
11. Инж.-строитель И. А. Колмаков. Использование шахтных вод для промышленных и санитарных нужд городов Кузбасса 150

VI. ХИМИЯ УГЛЯ

12. Профессор И. В. Геблер. Систематика и промышленная классификация углей Кузбасса 159

ИНФОРМАЦИЯ

173

КЕМЕРОВСКОЕ КОЛЛЕКТИВНОЕ
ЦЕНТРАЛЬНОЕ ПУБЛИЧНОЕ
КНИЖНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ИМЕНИ ВЕРИЛОВЫХ

КНИЖНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ИМЕНИ ВЕРИЛОВЫХ
БИБЛИОТЕКА
№ 337504

Ответственный редактор **И. Зобачев**
Технический редактор **Б. Миркович**
Издание Кузнецкого научно-исследовательского угольного института

Сдано в производство 10/XI-1939 г.

Подписано к печати 29/I 1940 г.

Уполоблита № Б-9024 от 29/I 1940 г.

Тираж 1000 экз.

Объем 11 печ. листов. В 1 печ. л. 46 тыс. зн. Формат 62×94 см.

Типография № 1 Облисполкома. Новосибирск. Заказ № 3526

~~5 p.~~

2p 50k