

Цена 1 р.

нк

23456

по созыву 1-ой всесоюзной конференции шахт-новостроек

Труды

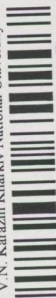
к первой всесоюзной конференции
шахт-новостроек

Н. Мухин
Е. Майер
С. Кривко
А. Кадзевич

государственное
научно-
техническое
горно-
геологическое
издательство

1932

V.N. Karazin Kharkiv National University



01246198

7

95
37
НКТП СССР
ОРГБЮРО ПО СОЗЫВУ ПЕРВОЙ ВСЕСОЮЗНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
ШАХТ-НОВОСТРОЕК

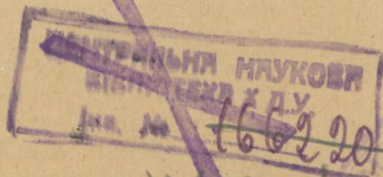
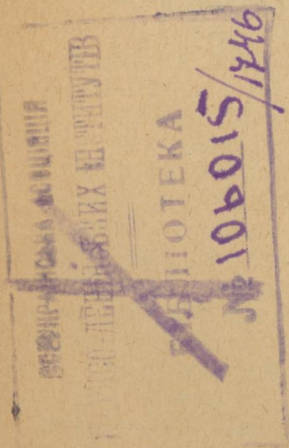
Н. МУХИН, Е. МАЙЕР, С. КРИВКО и А. КАДЗЕВИЧ

7-782-п.в

ТРУДЫ К ПЕРВОЙ ВСЕСОЮЗНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ ШАХТ-НОВОСТРОЕК

I вып.

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:
А. И. ИЗРАИЛОВИЧ, проф. Е. С. ГЕНДЛЕР,
проф. А. М. ТЕРПИГОРЕВ, доц. Г. И. МАНЬ-
КОВСКИЙ, Я. Г. БАРАНОВ



58 64
НКТП
ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ
ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА 1932 ЛЕНИНГРАД

РЕДАКТОР горн. инж. Б. М. ГАЛЛАЙ
ТЕХРЕДАКТОР П. КОРЫТИН
ВЫПУСКАЮЩИЙ Н. ШУСТОВ

Сдано в набор 4/I 32 г.
Подписано к печати 16/II 32 г.
Стат Б5 72×105/16
Объем 3 печ. листа.
70 500 зн. в печ. листе

Москва. Уполномоченный Главлита Б 16 290. Гр-11-5-3. Госгоргеолиздат № 0013—16.
3000 экз. Заказ № 8

16-я типография УПП ОГИЗ, Трехпрудный, 9.

СООБРАЖЕНИЯ О ТИПАХ ШАХТ ДЛЯ ДОНБАССА И О СРОКАХ ИХ СЛУЖБЫ

Ленин сказал: «Уголь—хлеб для промышленности». Поэтому бурное форсированное развитие угольной промышленности имеет решающее значение для выполнения пятилетних планов индустриализации СССР. В пределах СССР мы имеем три основных каменноугольных базы: Донбасс, Кузбасс и Караганду. Старейшей из них является Донбасс. При достигнутой Донбассом среднеугольной добыче порядка 140 тыс. *т* его средняя годовая производственная мощность составляет примерно 50 млн. *т*. К концу второй пятилетки для Донбасса намечается переход к добыче за год порядка 200 млн. *т*.

Добыча Донбасса должна возрасти за период в пять-шесть лет в четыре раза. Таким образом для периода в пять-шесть лет мы можем условно принять необходимость закладки новых шахт на 150 млн. *т* годовой добычи. При этом мы, с одной стороны, не учитываем роста добычи с ныне действующих шахт и роста добычи за счет ввода в эксплуатацию новых шахт, уже находящихся в проходке, а с другой—включаем в наши ориентировочные наметки те шахты, которые, будучи заложены в конце второй пятилетки, войдут в эксплуатацию уже за пределами второй пятилетки.

Включая наступающий 1932 г., нам предстоит заложить новых шахт на общую добычу в 150 млн. *т*. Это втрое больше нынешней производительности бассейна.

Сейчас в Донбассе находится в эксплуатации свыше 300 шахт. Их средняя производительность составляет 170 тыс. *т* годовой добычи.

Это капиталистическое наследство и притом уже значительно изменившееся за годы революции в сторону укрупнения.

Нам предстоит в нашем новом строительстве перейти к предприятиям, использующим лучший мировой технический опыт. Масштаб этих новых предприятий должен полностью отражать ясно выраженную в каменноугольной промышленности Запада и Америки тенденцию перехода к мощным предприятиям. Мощное предприятие создает исключительно благоприятные условия для применения новейших достижений техники и для постановки производства на наивысшем уровне технической организации.

Отсюда вытекают и колоссальные преимущества мощных предприятий в части создания условий для максимального роста производительности труда занятых на них рабочих, а следовательно и в части снижения себестоимости, даваемой этими предприятиями продукции.

Мощные предприятия в соответствии с изложенным дают максимально благоприятные условия для роста внутрипромышленных накоплений, столь необходимых нам в период социалистической реконструкции.

Вот почему при определении масштаба новых предприятий, намечаемых в Донбассе на предстоящие пять-шесть лет, необходимо взять в основу создание предприятий наибольшей производственной мощности. Мощность предприятий для Донбасса должна строиться, исходя из максимально-полного использования мирового опыта в организации каменноугольных предприятий в приложении к тем каменноугольным месторождениям, которые имеет Донбасс.

До самого последнего времени стандартов новых каменноугольных рудников Донбасс не имеет. Типы рудников по мощности не определены. Это неизбежно приводит к замедлению темпов развития Донецкого бассейна и к срыву стоящих перед ним задач.

Поэтому сейчас на пороге второй пятилетки особенно важно устранить с Донбасса основные препятствия, мешающие его бурному росту в соответствии с потребностями страны. Переходя к разрешению задачи определения стандартов новых шахт для Донбасса, мы остановимся на следующих вопросах.

1. Что определяет тип рудника по его мощности

Для определения типа рудника по его годовой производственной мощности необходим учет двух основных факторов. Первым из них является естественное богатство месторождения и условия его залегания, вторым фактором является уровень технического развития приемов эксплуатации.

Для каменноугольных месторождений их богатства определяются суммарной мощностью разрабатываемых пластов. В условиях залегания решающим элементом является угол падения пластов. Знание суммарной мощности пластов и угла их падения дает нам первый основной фактор для определения типа рудников для разработки данного месторождения.

Уровень технического развития приемов эксплуатации в приложении к каменноугольной промышленности определяет высоту этажа или такую высоту по вертикали, в пределах которой происходит выемка угля из всех пластов по всей наклонной длине залегания и при этом одновременно.

Уровень технического развития приемов эксплуатации определяет интенсивность выемки угля из всех пластов, производимой одновременно по всей наклонной длине их залегания в пределах высоты этажа (по вертикали). Высота этажа и интенсивность выемки по простиранию по ее годовой величине необходимы для определения годовой производительности рудника при известной уже суммарной мощности пластов угля и угла их падения.

Уровень технического развития приемов эксплуатации определяет длину полей по простиранию и предельную длину выработок по вскрытию проводимых вкрест простирания. На характеристике последних двух факторов, определяемых уровнем технического развития приемов эксплуатации, мы остановимся подробнее в том разделе доклада, где мы будем говорить о сроках службы рудников.

Возвращаясь к элементам, входящим в определение типа рудника по мощности, даваемым уровнем технического развития приемов эксплуатации, мы можем, ссылаясь на мировой опыт лучших рудников Запада и Америки, установить нормы для высоты этажа и для интенсивности годового подвигания. Интенсивность годового подвигания определяется нами условно для «суммарного» пласта разрабатываемого месторождения в предположении его выемки одновременно по всей наклонной высоте этажа.

В условиях Рура, наиболее совпадающих с условиями Донбасса, интенсивность выработки по простиранию определяется одноциклической работой механизированного забоя. Это даст 1,3—1,4 м подвигания забоя в сутки, или при 290 рабочих днях в году до 400 м годового подвигания забоя. Переходя к нашим условиям с числом рабочих дней до 350—355, мы получаем среднее годовое подвигание до 500 м.

Годовое подвигание в 400 м является для Рура «типичным» с точки зрения соответствия тому уровню технического развития приемов эксплуатации, который характерен для современной капиталистической каменноугольной промышленности.

На многих шахтах Рура это подвигание является далеко нереализованным идеалом. Шахт, перешагнувших этот лимит, в Руре мы не знаем. Наилучше организованные шахты Рура вплотную подошли к этой интенсивности работ по простиранию.

Все это заставляет нас принять подвигание в год 400 м для Германии и 500 м для нас типичным для того уровня технического развития приемов эксплуатации, который достигнут в мировой каменноугольной промышленности, и является уже проверенным стандартом.

Остановимся теперь на стандартах для высоты этажа.

II. О стандартной высоте этажа для новых рудников

При определении высоты этажа необходимо руководствоваться опытом Германии, так как условия залегания пластов угля и характер самих пластов (их мощность) в Донбассе и Руре имеют много общего. Угленосность угольных свит Донбасса значительно ниже угленосности угольных свит Рура. Но эта разница отнюдь не качественного, а только количественного порядка. Эта разница при установлении масштаба рудников сильно корректируется нашими советскими условиями, при которых границы отводов для новых рудников не стеснены никакими искусственными преградами, существующими в капиталистических странах.

На определение высоты этажа в Германии за последние 10—15 лет оказала громадное влияние электрификация ряда подземных работ.

Как для наших шахт сейчас, так для Германии 10—15 лет назад был типичен облик шахты, созданный в период господства под землей паровой энергии. Паровая энергия, примененная для механизации в подземных работах, нашла там ограниченную область применения в силу всем известных ее недостатков. Наибольшую роль паровая энергия сыграла в подъемных, вентиляционных и водоотливных установках.

В непосредственно горных эксплуатационных процессах пар нашел применение для подъемов по уклонам и для длинных канатных откаток.

Большинство горных работ в паровом периоде выполнялось за счет ручного труда и использования труда лошадей.

В силу этого для парового периода оказалось естественным широкое применение бремсбергов, использовавших в своей работе по спуску вагонеток с углем действующие силы тяжести.

Бремсберги и уклоны стали основными выработками по вскрытию на пластах по оголо падения для парового периода. Высота отдельных лав, эксплуатировавшихся при помощи бремсбергов и уклонов, составляла в среднем 50 м и определялась применительно к ручной доставке санками. На бремсберг вырабатывали три лавы и одну лаву на коренной штрек. Наклонная высота поля определялась порядка 200 м. Эта наклонная высота и определяла собой «типичную» наклонную высоту этажа для парового периода.

Вариации от этой типичной наклонной высоты в обе стороны были незначительными. Этим путем мы устанавливаем зависимость высоты этажа от уровня технического развития приемов эксплуатации для парового периода.

Проникновение электроэнергии в подъемные работы за период последних 10—15 лет было использовано в Германии преимущественно для увеличения высоты разрабатываемого этажа. Электроэнергия под землей в Германии до последнего времени не является гегемоном. Широкая механизация подземных работ получена немцами за счет применения энергии сжатого воздуха. Сжатый воздух, широко примененный для отбойных молотков и конвейерных приводов, привел к изменению длины лав от прежней, «парового периода», в 50 м до новой в пределах 100—250 м.

Интенсивность грузового потока от лавы сильно возросла. Этому ответил переход к канатной и воздуховозной откатке.

Технические средства производства стали совершеннее и возникла возможность укрупнения предприятий. Для этого понадобилось увеличение числа одновременно эксплуатируемых лав по наклонной высоте этажа, или—что то же—увеличение высоты этажа. Переход к большей высоте этажа при одновременной выемке ряда длинных лав усложнил условия транспортировки угля из лав к основному откаточному горизонту для механизированных лав, которые не имели непосредственного выхода на основной откаточный горизонт.

Уклоны и бремсберга оказались несостоятельными в новых условиях работы. Эта несостоятельность отразилась в их недостаточной пропускной способности (особенно в части самодействующих бремсбергов), в больших расходах по их поддержанию и в больших расходах по их обслуживанию.

С проникновением электроэнергии в подземные работы появилась возможность заменить бремсберги и уклоны новыми выработками по вскрытию—слепыми шахтами.

Это было сделано в Германии. Слепая шахта лишена тех трех недостатков, которые имеются у бремсбергов и уклонов. Пропускная способность слепых шахт может быть очень высокой, особенно при наличии в них скипов. Ремонт слепых шахт значительно дешевле поддержания бремсбергов и уклонов. Обслуживание слепых шахт легко поддается полной механизации.

В дополнение к изложенному слепые шахты очень облегчают транспортировку людей к месту работы. Отпадает необходимость в людских ходках при уклонах и бремсбергах, ремонт которых особенно невыгоден. Самый подъем людей в клетях значительно сокращает время, затрачиваемое ими для движения к месту работы, по сравнению с временем, затрачиваемым при движении по людским ходкам.

Существенным преимуществом слепых шахт является возможность подъема по ним породы в вагонетках. Благодаря этому вся порода, получаемая от работ на основном откаточном горизонте, может быть по слепой шахте поднята на промежуточные/горизонты для направления в закладку.

Таким образом слепые шахты облегчают переход к работам с закладкой выработанного пространства и в первую очередь обеспечивают отказ от выдачи на поверхность породы, получаемой в шахте.

Естественным следствием такого положения вещей является увеличение пропускной способности стволов за счет отказа от выдачи по ним породы. На поверхности отпадают также манипуляции с породой и надобность в устройстве террикоников.

Нужно отметить также, что переход к работе со слепыми шахтами позволяет направлять для закладки выработанного пространства и породу с поверхности. Это имеет особенное значение для породы, получаемой в виде отхода при работе обогатительной фабрики. Для целей закладки эта порода особенно удобна по своей крупности. Утилизация же этой породы в полном объеме для подсобных производств весьма затруднительна.

Все изложенные соображения безусловно говорят за преимущество слепых шахт по сравнению с бремсбергами и уклонами.

Только электроэнергия под землей сделала возможной широкое применение этих шахт. В условиях паровой энергии организация подъема по этим шахтам невозможна из-за невозможности канализации острого и мятого пара. Электрический же двигатель на слепых шахтах как нельзя больше способствует их конкуренции с бремсбергами и уклонами на основе всех преимуществ слепых шахт, изложенных выше.

Слепые шахты являются обязательной принадлежностью схемы вскрытия, принятой в Германии.

Мы считаем обязательным переход и у нас к германской схеме вскрытия. Применение слепых шахт позволяет значительно увеличить высоту этажа. Практика Германии за последние 10—15 лет выявила те величины вертикальной высоты этажа, которые мы можем считать стандартными. Такими величинами являются: высота этажа в 150 м для месторождений с пологим залеганием, высота этажа в 200 м при наклонном и крутом залегании пластов.

Эти стандарты мы и примем для наших дальнейших подсчетов для определения типов рудников по их годовой производительности.

Нами опубликованы данные о наблюдавшейся нами вертикальной высоте этажа на 22 рудниках Германии в журнале «Инженерный работник» № 3—4 за 1931 г. Из пятнадцати примеров рудников, разрабатывающих месторождения с пологим падением, нами исключается рудник Орание Нассау в Голландии, имеющий падение в 3—4°, не типичное для Донбасса. Для этих 15 рудников средняя высота этажа (принимая ныне работающиеся или подготавливаемые этажи) составляет 140 м. Для девяти из этих рудников высота этажа колеблется от 147 до 175 м.

Из шести примеров рудников с крутым падением пластов мы имеем среднюю высоту этажа 224 м, причем для двух из них она равна 200 м, для двух — 190 м; для одного — 240 м и для одного — 225 м. В примеры приведенной статьи внесена поправка для 22-го примера, так как по имеющимся у нас данным и этот рудник намечает высоту этажа для своего следующего горизонта в 200 м, несмотря на богатство разрабатываемых им пластов.

Приведенные примеры лишней раз подтверждают правильность выбранных нами стандартов для высоты этажа в условиях применения схемы вскрытия, принятой в Германии.

Сделаем еще одну оговорку. В упомянутой нами статье «Немецкая схема вскрытия месторождений каменного угля» в журнале «Инженерный работник» (№ 3—4, 1931) приведена выдержка из беседы с известным немецким профессором Гербстом, директором горной школы в Эссене, который также утверждает, что нормальным (в нашем определении) стандартом нужно считать расстояние между откаточными горизонтами в 200 м для наклонного и крутого падений и в 150 м для пологого падения. Теперь мы можем перейти к выявлению нужных нам стандартов рудников.

Таблицу, характеризующую высоту этажа для осмотренных за границей рудников, см. на стр. 8.

III. Определение годовой производительности рудника, исходя из четырех основных факторов

Как оговорено выше, мы приняли суточное подвигание для лав до 1,4 м. Для упрощения подсчета и для установления стандартов, при которых применяемая ими добыча является безусловно обеспеченной, мы примем в интенсивности подвигания лав 10%-ный резерв и остановимся на интенсивности суточного подвигания в 1,25 м.

Далее, также в интересах упрощения подсчета и сохранения принципа стандарта, с безусловно обеспеченной добычей в пределах им устанавливаемых, мы примем вес 1 м³ угля в 1,2 т и потери угля при выемке в 20%. Короче говоря, мы не вводим в наши подсчеты коэффициента для определения потерь угля, и коэффициент для пересчета кубатуры угля в тоннах принимаем равным единице.

Приняв интенсивность подвигания в 1,25 м в сутки и высоту этажа в 150 м для пластов с падением до 30° и в 200 м с падением свыше 30°, мы можем на основе данных каждого месторождения, определяющих суммарную мощность пласта и угол падения, определить суточную производительность рудника, обеспеченную данным месторождением на данном уровне технического развития способов эксплуатации.

Инженером М. Г о б е р м а н о м, Кадиевского рудоуправления, построена номограмма, позволяющая получать готовые решения для суточной и годовой производительности рудника при различных значениях величин, характеризующих месторождение. Изменение углов падения в номограмме принято от 10 до 90° с интервалом через каждые 5°.

Изменения суммарной мощности пластов приняты в номограмме в интервалах от 1 до 10 м с интервалом через каждые 0,5 м.

Для каждого угла падения при заданной мощности суммарного пласта номограмма дает готовый ответ о годовой производительности рудника.

Из этой номограммы нами выбран материал по тем стандартам, которые мы считаем необходимым установить для Донбасса.

На основе немецкого опыта мы предлагаем для новых рудников Донбасса три стандарта по их годовой производительности.

Эти стандарты: средний рудник—1 млн. т, крупный рудник—2 млн. т и рудник-гигант—3 млн. т.

Малые рудники с производительностью ниже 1 млн. т в год должны быть определены как рудники промышленно-разведочного типа. Об этом подробнее нами изложено в статье «О проблемах разведок в Донбассе», печатаемой в ближайшее время журналом «Уголь».

Задаваясь приведенными стандартами, мы из номограмм получаем для каждого угла падения (с интервалом в 5°) ту наименьшую суммарную мощность пласта, которая позволяет строить на месторождении рудник с производительностью, равной одному из стандартов.

Таблички сгруппировки отдельно для каждого стандарта см. на стр. 11.

Высота этажей на германских и голландских рудниках, осмотренных при заграничной командировке в октябре—декабре 1929 г.

№№	Наименование района и рудника	Высота этажей, м	Падение пластов	Мощность пластов, м	Число пла- стов в работе	Суточная добыча, т	Примечание
1	Рудник Дельбрук, Верх- няя Силезия	70 100 130	Наклонное	От 1,2 до 10	7	4 000	Высота этажа 70 м для первого экс- плуатационного горизонта рудн. в 300 м, 100 м для второго гор. в 400 м и 130 м для последнего горизонта в 530 м
2	Рудник Глейниц, Верхняя Силезия	147	Имеются участки пологого и кру- того падения	От 0,5 до 1,1	7	1 600—1 800	Эксплуатационный горизонт 305 м. Не- которое развитие имеют работы ниже этажного горизонта
3	Рудник Конкордия, Верх- няя Силезия	170 175	Осмотрены участ- ки с пологим падением	От 0,7 до 5	—	3 000	Основной рабочий горизонт 575 м, второй—400 м, верхний—230 м
4	Рудник Грефин Иоганна, Верхняя Силезия	160 90	Пологое и крутое падении	Осмотрены ра- боты по пл. в 1,5 и 4	Больше 5	8 000—9 000	Между последним горизонтом 430 м и горизонтом 340 м крутое падение пла- стов, между горизонтами 340 м и 180 м пологое падение пластов
5	Рудник Конкордия, Рур	100	Главным образом пологое	От 0,7 до 1,3	6	2 800	Подготавливается горизонт 500 м
6	Рудник Ганза, Рур	160	Пологое	Осмотр. рабо- ты по пл. 1,7 и 1,3	—	2 300	Высота этажа 160 м принята для вновь подготавливаемого горизонта. Ра- боты ведутся ниже существующего горизонта 664 м слепой шахты. Ны- нешняя высота этажа 180 м
7	Рудник Дортофель, Рур	160	60—70% пологое, остальное крутое падении	От 0,6 до 1,3	6	2 300—2 400	Высота этажа 160 м принята для вновь подготовленных горизонтов. Ниже су- ществующего горизонта 650 м ведутся работы слепыми шахтами

8	Рудник Заксен, Рур	150	Пологое	От 1 до 2	6	2 300	Рабочий горизонт 980 м ниже забирается 110 м слепыми шахтами до глубины в 1060 м
9	Рудник Анна, Аахен	120	Пологое	От 0,45 до 1	4	2 800	Последний горизонт 360 м
10	Рудник Адольф, Аахен	150	Пологое	От 0,5 до 1,3	8	2 800	Высота этажа 150 м принята для вновь подготовленного горизонта 450 м
11	Рудник Оранже Нассау, Голландия	60	Пологое волнообразное падение 3—4°	От 0,65 до 1,4	8	1 500	Подготавливается горизонт 300 м
12	Рудник Мария, Аахен	140 и 190	Главным образом крутое	От 0,6 до 1,5	8	2 900—3 000	Высота этажа в 190 м принята для вновь подготавливаемого горизонта 820 м и 140 м высота нынешнего этажа горизонта 630 м
13	Рудник Реклия Гайзен №1, Рур	100 и 240	Крутое	От 0,8 до 2	6	2 000	Нынешний рабочий горизонт 500 м имеет высоту этажа 100 м. Ниже горизонта 500 м забирают 120 м слепыми шахтами. Новый горизонт предполагается к закладке на 740 м
14	Рудник Эмше Липпе, Рур	120	Главным образом пологое	От 0,8 до 2	8	4 800	Подготавливается горизонт 860 м
15	Рудник Голландия, Рур	150 и 200—250	Крутое	Средняя 1,5	12—15	4 200—4 300	Рабочий горизонт 830 м имеет высоту этажа 150 м. Новый горизонт проектируется через 200—250 м
16	Рудник Поттберг, Рур	400	Совершенно пологое	В работе один пласт в 2 м	Работает один пласт. Всего пластов до 10	1 500	Рудник в стадии оборудования. Ныне имеется только 1 ствол. Проектируется второй ствол и скип в 12 м в существующей шахте

(Продолжение)

10

№№	Наименование района и рудника	Высота этажей, м	Падение пластов	Мощность пластов, м	Число пла- стов в работе	Суточная добыча, т	Примечание
17	Рудник Гнейзенау	100	Пологое 10—12°	—	—	2 000—2 200	Рудник работает в одну смену, не- давно откачен, сейчас сливается с со- седним рудн. и переходит к выдаче в 5 000 т по заложении нового ствола с возможностью подъема в 7 000—8 000 т
18	Рудник Вестхаузен	170 м (вер- нее 260 м, см. приме- чание)	Крутое и поло- гое	Средняя 1,2	9	2 800	Подготавливается горизонт 600 м. Ни- же 600 м будет взято слепыми шах- тами 90 м, горизонт 600 м является для рудника последним
19	Рудник Вольфсбанк, Рур	120 и 190	Крутое	Средняя 1,2	9	1 800	Ниже существующий горизонт 580 м забирается слепыми шахтами 95 м. Следующий горизонт будет подготов- лен на 770 м
20	Рудник Реклингаузен № 2, Рур	80 и 200	Крутое	—	До 20	2 200	Нынешний горизонт 430 м имеет вы- соту этажа 80 м. Ниже горизонт 430 м забирается слепыми шахтами 100 м. Новый горизонт намечен на 630 м
21	Рудник Виктор, Рур	80	Крутое	От 0,6 до 3	До 20	3 500—3 600	Подготавливается горизонт 420 м с высотой этажа в 80 м. Следующий горизонт намечен через 170—200 м

Примечание. Из данных отчета по командировке.

Таблица 1

Первый стандарт

Угол падения	Вертикальная высота этажей, м	Наклонная высота этажей, м	Требуемая суммарная мощность пласта для 1 млн. т
10°	150	868	1,3
15°	150	582	1,9
20°	150	440	2,6
25°	150	356	3,2
30°	150	300	3,8
35°	200	348	3,3
40°	200	309	3,7
45°	200	263	4,1
50°	200	261	4,4
55°	200	244	4,7
60°	200	230	5,0
65°	200	220	5,1
70°	200	213	5,4
75°	200	206	5,5
80°	200	202	5,6
85°	200	201	5,7
90°	200	200	5,7

Таблица 2

Второй стандарт

Угол падения	Вертикальная высота этажей, м	Наклонная высота этажей, м	Требуемая суммарная мощность пласта для 2 млн. т
10°	150	868	2,6
15°	150	582	3,8
20°	150	440	5,2
25°	150	356	6,4
30°	150	300	7,6
35°	200	348	6,6
40°	200	309	7,4
45°	200	263	8,2
50°	200	261	8,8
55°	200	244	9,4
60°	200	230	10
65°	200	220	10,2
70°	200	213	10,8
75°	200	206	11
80°	200	202	12,2
85°	200	201	12,4
90°	200	200	12,4

Таблица 3

Третий стандарт

Угол падения	Вертикальная высота этажей, м	Наклонная высота этажей, м	Требуемая суммарная мощность пласта для 3 млн. т
10°	150	868	3,9
15°	150	582	5,7
20°	150	440	7,8
25°	150	356	9,6
30°	150	300	11,4
35°	200	348	9,9
40°	200	309	11,1
45°	200	283	12,3
50°	200	261	13,2
55°	200	244	14,1
60°	200	230	15
65°	200	220	15,3
70°	200	213	16,2
75°	200	206	16,5
80°	200	202	16,8
85°	200	201	17,1
90°	200	200	17,1

Одна таблица дает три стандарта рудников для каждого угла падения с указанием в ней минимальной суммарной мощности пласта, необходимой для этих стандартов.

Ценность этих таблиц и самой номограммы в том, что они дают наглядное представление о полной возможности постройки в Донбассе рудников по предлагаемым нами трем стандартам. Третий стандарт в 3 млн. *т* мы вправе назвать стандартом для рудников-гигантов в Донбассе, так как практика Германии и Америки именно эту годовую производительность установила для своих крупнейших рудников.

Таблица 4

Угол падения	Вертикальная высота этажей, м	Наклонная высота этажей, м	Требуемая суммарная мощность, м		
			Для 1 млн. <i>т</i>	Для 2 млн. <i>т</i>	Для 3 млн. <i>т</i>
10°	150	868	1,3	2,6	3,9
15°	150	582	1,9	3,8	5,7
20°	150	440	2,6	5,2	7,8
25°	150	356	3,2	6,4	9,6
30°	150	300	3,8	7,6	11,4
35°	200	348	3,3	6,6	9,9
40°	200	309	3,7	7,4	11,1
45°	200	283	4,1	8,2	12,3
50°	200	261	4,4	8,8	13,2
55°	200	244	4,7	9,4	14,1
60°	200	230	5	10,0	15
65°	200	220	5,1	10,2	15,3
70°	200	213	5,4	10,8	16,2
75°	200	206	5,5	11	16,5
80°	200	202	5,6	11,2	16,8
85°	200	201	5,7	11,4	17,1
90°	200	200	5,7	11,4	17,1

Примеры, известные нам: рудник Гогенцоллерн в Верхней Силезии в Германии, рудник Грефен Иоганна в Верхней Силезии в Германии и рудник Нью Ориент в САСШ.

Перейдем теперь к выяснению сроков службы новых рудников.

IV. О размерах отводов по простиранию пластов вкрест простирания и по падению для новых рудников

В размерах высоты этажа электрификация подземных работ привела грубо к удвоению прежде применявшихся норм высоты этажа. Вертикальная высота этажа вместо прежних 75—100 м теперь, как указано выше, установлена в 150—200 м.

Аналогичное изменение произвела электрификация подземных работ и в размерах отводов по простиранию. Прежние нормы для конной откатки давали длину полей в каждое крыло до 2 км. Такие крупные рудники, как «Красный профинтерн» и «Карл Маркс» в Рыково, в Донбассе, еще в 1900-х годах запроектированы с крыльями по 2 км. Замена лошадей электровозами неизбежно расширяет пределы подземной откатки, расширяет следовательно размеры отводов по простиранию.

Нормальной производительностью лошади принято считать 25 *т*-км, нормальной производительностью большого электровоза нужно считать производительность порядка 250—300 *т*-км. Электровоз производительнее лошади при работе в одну смену в 10—12 раз.

Относя двукратный рост производительности электровоза к двукратному увеличению откаточных полей по простиранию, мы все-таки получаем рост производительности для электровоза в пять-шесть раз в смену по сравнению с лошадью, работающей по откатке на вдвое меньших полях по простиранию.

Как видим, уровень технического развития приемов эксплуатации дает в данном случае все основания для увеличения пределов транспортировки угля под

землей (с по меньшей мере удвоением этого предела), оставляя в то же время богатые возможности для качественного изменения процесса откатки. Наши возможности по установлению отводов для новых рудников в прямой зависимости от изменения уровня развития технических приемов эксплуатации дают нам нормы отводов для новых рудников в 8 км.

В целях резервирования в сроках службы новых рудников и в целях большей доказательности необходимости ориентирования новых рудников на нормальные сроки службы мы дальнейшие наши заключения будем вести параллельно для отводов порядка 6 км по простиранию и для отводов в 8 км.

Нормальным сроком службы рудника мы примем минимальный срок амортизации порядка 25 лет.

Размеры полей по простиранию в каждое крыло составят 3—4 км.

Как оговорено выше, интенсивность годового подвигания работ по простиранию нами принимается для непрерывной недели в 500 м (с учетом также оговоренного выше резерва в 10%).

Таким образом при длине полей по простиранию в 3 км срок выработки одного этажа составляет шесть лет.

Размер отвода для рудников в условиях нормального срока его существования будет равен по падению (по вертикали) общей высоте по вертикали четырех этажей. Это дает 600 м для пологого и 800 м для крутого падения.

При длине полей по простиранию в 4 км срок выработки одного этажа составляет восемь лет. В этом случае размер отвода для рудника по падению (по вертикали) будет равен вертикальной высоте трех этажей. Это дает 450 м для пологого и 600 м для крутого падения.

Размеры отводов по падению порядка 600 и 800 м по вертикали для тех отводов, на которых выемка угля ведется непосредственно от полосы негодного угля, в техническом отношении вполне реальны.

В статье, упомянутой нами выше, «О немецкой схеме вскрытия» («Инженерный работник» № 3—4) нами приведена таблица самых глубоких шахт в мире, взятая из книги «Горное искусство» профессоров Гейзе и Гербст. Там имеются данные о работе в Бельгии на шахте Monceau Fontaine Nr 18 bei Charleroi в 1 270 м и в Германии на шахте Westfalen (Ahlen ad dippe) в 1 088 м.

Следовательно для рудников, где отвод по падению начинается по условиям Донбасса в 50 м (примерно) по вертикали от поверхности, имеются возможности вести эксплуатацию угля на глубину по вертикали порядка 1 200 м. При совокупности ряда благоприятных условий, на которых мы остановимся ниже, это позволяет для отводов в 6 км по простиранию вести выемку в восемь этажей на пологом и шесть этажей на крутом падении или иметь рудник сроком службы в 50 лет для пологого и в 35 лет для крутого падения, т. е. сроки, значительно превышающие стандартный срок службы рудников всех трех типов, предлагаемый нами в 25 лет.

Соответственно для рудников с простиранием в 8 км мы получаем сроки службы рудников в 65 лет и в 50 лет.

Для отвода намечаемых ниже уже эксплуатируемых рудников оказывается необходимым для сохранения срока службы рудника в 25 лет вертикальную отметку для верхнего горизонта отвода обуславливать для рудников с отводами по простиранию в 6 км в 650 м для пологого и в 450 м для крутого падения.

Для рудников с отводами по простиранию в 8 км—в 800 м для пологого и 650 м для крутого падения.

Как видим, и в этом случае мы имеем, применительно к условиям Донбасса, возможность закладки рудников с нормальными сроками амортизации.

При этом особенно наглядно выступает необходимость при закладке рудников, рассчитываемых на конечную глубину разработки, увеличивать для них размеры отвода по простиранию, принимая как минимум отвод порядка 8 км.

При установлении стандартов рудников необходимо установить размеры отводов не только по простиранию и по падению, но и вкрест простирания.

Размер отвода вкрест простирания имеет существенное значение для установления годовой производительности рудника, так как от него зависит количество пластов и даже угольных свит, включаемых в отвод для нового рудника.

Нам кажется вполне естественной следующая аналогия. В немецкой схеме вскрытия концентрационные штреки по простиранию, называемые рихтштреками, очень часто проходят по пустой породе. Этим путем достигается большая их устойчивость и отсутствие расходов по поддержанию.

Опыт немцев доказывает целесообразность проходки по породе рихтштреков на конечную длину откатки по простиранию.

Нужно отметить, что порода из этих рихтштреков при наличии слепых шахт вся помещается в закладку.

Квершлаг — это также выработка по породе, проходимая вкрест простирания. Методы проходки квершлагов в последнее время значительно усовершенствовались. Средней нормой проходки квершлага в Германии является норма в 100 м в месяц.

Использование в этом деле опыта наиболее организованных немецких рудников и особенно американских позволит довести эту норму до 200 м в месяц. Останемся на норме в 100 м в месяц, средней и относительно легко достижимой, так как в обиход у немцев она вошла в условиях семидневной недели и трехсменной работы.

Порода от проходки квершлагов также должна идти в закладку.

Создается аналогия между рихтштреком и квершлагом. Квершлаг наряду с рихтштреком превращается в выработку по породе, проходимую для целей вскрытия пластов и для откатки.

Поэтому становится естественным принять крайнюю длину главного квершлага порядка, равного конечной длине рихтштрека.

При разработке рудником ряда этажей конечная длина квершлагов будет использована для последнего этажа. Вот эту крайнюю длину квершлага, как отмечено выше, мы считаем возможным, в принципе, принимать порядка 3 и даже 4 км.

В дальнейшем мы укажем, в какие цифры эта конечная длина квершлагов выльется при намеченных нами стандартах рудников для Донбасса.

Перейдем теперь к характеристике месторождений Донбасса и к установлению соответствия между ними и теми стандартами рудников по годовой производительности и сроку службы, которые мы рекомендуем.

Предварительно оговорим еще следующие соображения, гарантирующие срок службы рудника минимально в 25 лет.

Если месторождение, намечаемое для разработки, по его богатству, условиям залегания и по принятой интенсивности подвигания и высоте этажа позволяет строительство рудника с мощностью в 3 или даже 4 млн. т (на возможность постройки в Донбассе таких рудников мы укажем ниже), а размер имеющегося отвода по падению дает вертикальную высоту, равную высоте одного этажа, то нужно взять стандарт в 1 млн. т и дать руднику нормальный срок амортизации. Возможность устройства рудника в 3 млн. т берется в этом случае для отвода по простиранию в 8 км, а в 4 млн. т для отвода по простиранию в 6 км.

Если по всем факторам имеется возможность построить рудник на 2 млн. т, а отвод по падению равен вертикальной высоте двух этажей, то нужно выбрать стандарт также в 1 млн. т. При простирании в 6 км это даст рудник со сроком службы в 25 лет, при простирании в 8 км это даст рудник со сроком службы в 32 года.

Если по всем факторам имеется возможность строить рудник на 3 млн. т в год, а отвод по падению равен вертикальной высоте 2 этажей, то при простирании в 6 км нужно выбрать стандарт в 1 млн. т.

Это даст рудник со сроком службы в 36 лет.

Если по всем факторам имеется возможность построить рудник на 2 млн. т, а отвод по падению равен вертикальной высоте 3 этажей и по простиранию 6 км, то нужно выбрать стандарт в 1 млн. т и построить рудник со сроком службы в 36 лет.

Если по всем факторам имеется возможность строить рудник на 3 млн. т в год, а отвод по падению равен вертикальной высоте 2 этажей, то при простирании в 8 км нужно выбрать стандарт в 2 млн. т.

Это даст рудник со сроком службы в 25 лет.

Если по всем факторам имеется возможность строить рудник на 3 млн. *т* в год, а отвод по падению равен вертикальной высоте 3 этажей, то при простирании в 6 км нужно выбрать стандарт в 2 млн. *т*.

Это дает рудник со сроком службы в 27 лет.

Все эти восемь случаев носят характер исключений и приведены здесь для того, чтобы показать, что при малых размерах отвода для нового рудника по падению, у предельных глубин, нужно идти на сохранение нормального срока службы рудника за счет принятия меньшего стандарта, чем это позволяют остальные факторы.

Нами намеренно исключены случаи, когда по всем факторам имеется возможность построить рудник в 2 млн. *т* или в 1 млн. *т*, а размер отвода по падению равен в первом случае одному этажу, а во втором—одному, двум или трем этажам (при простирании в 6 км).

В этом случае размер отвода по падению исключает применение любого из принятых нами стандартов.

Но эти размеры отводов по падению являются отнюдь не характерными для Донбасса. Эти отводы могут иметь место в случае невыработки участков по простиранию между отводами двух крупных шахт, заложенных на значительную глубину.

Для этих относительно редких случаев необходима закладка шахт типа промышленной разведки с меньшими (вдвое) размерами отвода по простиранию и меньшей высоте этажа. Подробнее о шахтах этого типа нами изложено в статье «О проблемах разведки в Донбассе», печатаемой в ближайшее время журналом «Уголь».

Стандартами для шахт промышленно-разведочного характера можно рекомендовать три следующих. Для малой промразведки 40 тыс. *т* и срок службы 2 года; для средней промразведки 140 тыс. *т* и срок службы 6 лет; для крупной промразведки 400 тыс. *т* и срок службы 25 лет. Сроки службы взяты минимальные.

Последние ссылки мы делаем без детальных мотивировок, так как задачей настоящей статьи является определение стандартов для новых рудников с производительностью в год в 1 млн. *т* и выше.

Перейдем теперь к доказательству полной реальности предложенных нами стандартов в пределах нормального срока службы (25 лет) для месторождений Донбасса.

У. О пригодности новых стандартов для донецких месторождений

По данным, приведенным Меффертом¹, мы составили таблицу, в которой даем все разрезы с указанием мощностей по нормали тех угленосных свит, которые являются наиболее характерными для Донбасса.

Этими свитами являются свита C_3^1 , угольные пласты которой обозначаются буквой *т* с цифровыми обозначениями, свита C_2^6 , пласты которой обозначаются буквой *л* с цифровыми обозначениями. Далее следует свита C_2^5 с обозначением пластов буквой *к* с цифровыми обозначениями, свита C_2^4 малоугленосная с обозначением пластов буквой *и* с цифровыми обозначениями и свита C_2^3 с обозначением пластов буквой *н* с цифровыми обозначениями.

В упомянутой табл. 5 приведены мощности по нормали каменноугольных свит по всем приведенным Меффертом разрезам для каждого из 17 районов, на которые у него подразделен Донецкий бассейн. В таблице указана мощность по нормали каждой свиты средняя из имеющихся разрезов для каждого района. Из этой таблицы видно, что для хорошо изученных районов средние мощности основных угольных свит близко совпадают. Для примера мы можем сослаться на районы Алмазный, Центральный и Сталинский.

Для мало изученных районов средние мощности свит показывают большие колебания. Нам кажется, что эти колебания—результат неизученности ряда районов и как следствие—результат наличия больших просчетов в определении нормальных мощностей угольных свит в разрезах, приводимых Меффертом.

¹ Угольные пласты Донецкого бассейна. Изд. Геол. комитета, 1926.

Нормали каменноугольных свит по всем 17 районам Донбасса
(по Мефферту)

Таблица 5

Наименование района	C ₃ ¹ Горловский	C ₂ ⁶ Алмазный	C ₂ ⁵ Каменский	C ₂ ⁴ Пустопор.	C ₂ ³ Максимов.
Лисичанский	320	170	382	320	—
Марьевский	745	234 } 341 } 280 266 }	405 } 394 } 400	224	422
Алмазный	467 } 702 } 583	255 } 266 } 280 308 } 292 }	426 } 370 } 384 355 }	230	567 } 586 } 576
Селезневск. Верг.	616	351	650	—	800
Родаково-Успенский	—	266 } 298 } 28 310 }	436 } 458 } 480 542 }	266 } 277 } 316 394 }	637 } 665 } 655 672 } 632 }
Центральный	537 } 590 } 563	320 } 362 } 341	490 } 522 } 506	298 } 382 } 370	545 } 568 } 556
Макеевский	735 } 676 } 650 536 }	410 } 340 } 353 308 }	436	—	1 055
Сталинский	745	276 } 266 } 270 293 } 243 }	436	286	690
Мушкетовский	—	—	—	368	680 } 726 } 692 673 } 695 }
Чистяков.-Миусский	—	410	640 } 840 } 740	—	900
Боково-Штеровский	795	420 } 378 } 398	646 } 639 } 660 570 } 706 } 730 }	470 } 511 } 491	645 } 840 } 880 1 040 } 1 000 }
Первозван.-Сорокинский . .	728	370 } 366 } 368	622 } 571 } 600	412	—
Каменно-Лиховский	—	427 } 378 } 374 318 }	1 112 } 620 } 750 512 }	428	—

Таблица 5 (продолжение)

Наименование района	C_3^1 Горловский	C_2^6 Алмазный	C_2^5 Каменский	C_2^4 Пустопор.	C_2^3 Максимов.
Екатерининско-Белокалитвенский	946 } 1 018 1 090 }	—	662	479	—
Должанско-Сулино - Садкинский	1 045	470	930 } 965 1 000 }	477 } 587 698 }	1 240
Грушевско-Несветаевский	—	—	1 040	955	1 540
Гришинский	—	—	—	—	—

Поэтому для дальнейших выкладок мы не берем средней мощности угольных свит для Донбасса в целом, как средней из имеющихся разрезов по 17 районам. Для примерных выкладок нами взят из таблицы по Алмазному району.

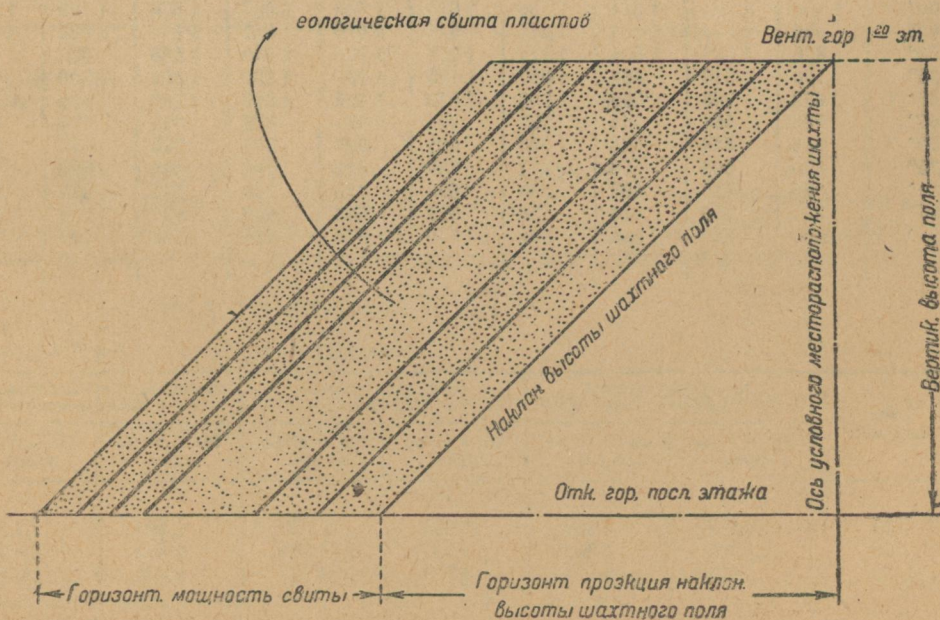
Для него нормальная мощность

свиты C_3^1 (по местному названию Горловский)	585 м
свиты C_2^6 (» » » Алмазный)	280 »
свиты C_2^5 (» » » Каменский)	384 »
свиты C_2^4 (малоугольной)	230 »
свиты C_2^3 (по местному названию Максимовский)	576 »

Нами на основе номограммы инж. М. И. Гобермана построена табл. 6, в которой приведены размеры квершлагов, проходимых вкрест простирания для вскрытия каждой из упомянутых свит.

Длина этих квершлагов вычислена, исходя из предположения, что рудник имеет нормальное число этажей 3 или 4. Это дает размер отвода рудника по падению (по вертикали) для полного падения 450 и 600 м и для наклонного и крутого падения в 600 и 800 м.

Место заложения рудника условно принято согласно фигуры 1.



Приведенные в таблице цифровые обозначения полной длины квершлага при делении на два дают конечную длину квершлага в одну сторону.

Мы видим, что длина квершлага в одну сторону для всех приведенных примеров не превышает 2,5 км при угле падения в 15° и выше. Лишь при падении в 10° длина квершлагов в одну сторону поднимается до 3 350 м, подходя почти вплотную к тем предельным размерам, о которых мы упоминали в разделе четвертом этой статьи.

Нужно заранее оговориться, что при месторождениях с падением в 10° для получения рудников в пределах выдвигаемых нами стандартов не будет необходимости в одновременной разработке всех пластов одной свиты, так как части пластов будет достаточно для получения новых стандартов. Это дает соответствующее сокращение длины квершлагов.

Табл. 6 позволяет нам сделать такое допущение. Если в пределах одной свиты при пологом падении (до 30°) окажется достаточная суммарная мощность пласта для постройки рудника по одному из предлагаемых нами стандартов, то по техническим условиям (размер отвода вкрест простирания) мы не будем иметь препятствий для реализации этого стандарта.

В табл. 7 приведены максимальные условия длины квершлагов для углов падения от 35°.

Таблица 6

Угол падения	Алмазная свита		Каменская свита		Максимовская свита		Горловская свита		Пустопорожная свита	
	Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля	
	450	600	450	600	450	600	450	600	450	600
10°	4 175	5 024	4 760	5 613	5 765	6 617	5 820	6 673	3 880	4 733
15°	2 760	3 320	3 163	3 722	3 920	4 480	3 944	5 503	2 564	3 124
20°	2 331	2 468	2 631	2 768	3 200	3 336	3 223	4 360	2 183	2 320
25°	1 653	1 954	1 895	2 195	2 355	2 655	2 374	2 674	1 533	1 833
30°	1 340	1 600	1 548	1 807	1 932	2 192	1 946	2 206	1 240	1 540

Угол падения	Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля		Высота шахтного поля	
	600		800		600		800		600	
	600	800	600	800	600	800	600	800	600	800
35°	1 343	1 630	1 525	1 811	1 863	2 150	1 877	2 163	1 257	1 543
40°	1 151	1 390	1 311	1 550	1 615	1 854	1 627	1 876	1 103	1 342
45°	996	1 196	1 144	1 344	1 416	1 616	1 427	1 627	1 924	1 124
50°	870	1 037	1 004	1 171	1 257	1 424	1 270	1 436	802	970
55°	770	910	888	1 027	1 125	1 264	1 132	1 251	700	840
60°	673	788	790	905	1 013	1 126	1 023	1 138	612	727
65°	588	681	704	797	921	1 014	928	1 021	534	627
70°	515	588	626	700	832	905	842	915	462	535
75°	450	503	558	612	757	811	767	821	400	453
80°	390	425	495	530	690	725	700	735	340	375
85°	334	352	438	456	630	648	640	657	284	302
90°	280	280	384	384	576	576	585	585	230	230

Таблица 7

Угол падения	Алмазная свита+ +Горловская		Алмазная свита+ +Каменская		Каменская+безугольная+ +Максимовская	
	600 м в. по паден.	800 м в. по паден.	600 м в. по паден.	800 м в. по паден.	600 м в. по паден.	800 м в. по паден.
35	2 493	2 659	2 011	2 297	2 931	2 217
40	2 063	2 302	1 757	1 986	2 600	2 838
45	1 823	2 023	1 540	1 740	2 284	2 484

До 45° при одновременной выработке двух свит в таких комбинациях $C_3^1 + C_2^6$ или $C_2^6 + C_2^5$ или $C_2^5 + C_2^4 + C_2^3$.

Снова мы получаем максимальную длину квершлага в одну сторону в 1 600 м или в пределах, изложенных в разделе 4.

Эта таблица позволяет сделать допущение о возможности постройки рудников по одному из наших стандартов, если это окажется возможным по суммарной мощности пластов в пределах приведенных комбинаций одновременно вырабатываемых свит.

В табл. 8 приведена максимальная полная длина квершлагов для углов падения от 50 до 90° при одновременной выработке всех четырех свит.

Таблица 8

Угол падения	Алмазная свита+горловская+каменная+безугольная+максимовская	
	600 м вертик. по падению	800 м вертик. по падению
50°	3 186	3 353
55°	2 960	3 074
60°	2 723	2 838
65°	2 555	2 648
70°	2 405	2 478
75°	2 286	2 340
80°	2 191	2 226
85°	2 117	2 135
90°	2 055	2 055

Снова мы получаем максимальную длину квершлага в одну сторону в 1 700 м, т. е. в пределах, оговоренных в разделе 4.

Очевидно, что при достаточной суммарной мощности пласта можно строить рудник в этом случае по любому из наших стандартов.

В табл. 9 нами приведены пласты, известные нам в пределах каждой из угольных свит по районам Алмазному и Марьевскому. Эти данные взяты по работам Мефферта и Крыма¹ (стр. 20).

Сводные данные подробной табл. 9 даны в табл. 10.

Таблица 10

Суммарные мощности пластов по свитам для Алмазного и Марьевского районов

Районы	C_3^1	C_2^6	C_2^5	C_2^3
Марьевский	1,40	6,70	6,00	—
Алмазный	4,45	6,20	4,30	3,85

Из этой таблицы мы делаем такие выводы:

а) При разработке горловской свиты C_3^1 мы в Марьевском районе не можем построить рудника в пределах рекомендуемых нами стандартов. В Алмазном же районе в пределах горловской свиты может быть построен рудник по стандарту

в 1 млн. т для падения до 30°
 в 2 » » » » » 15°
 в 3 » » при падении в 10° и меньше

б) Для алмазной свиты C_2^6 мы и в Марьевском и в Алмазном районах можем построить рудник по стандарту

в 1 млн. т для падения до 30°
 в 2 » » » » » 20°
 в 3 » » » » » 15° и меньше

¹ Б. Д. Мефферт и В. С. Крым. Ископаемые угли Донбасса. Угли Алмазного и Марьевского районов. Изд. Геол. комитета 1926 и 1927 гг.

Таблица 9

Таблица мощности каменных угольных пластов по районам Марьевскому и Алмазному
(мощности пластов указаны в саженях, а общие по свитам выведены в м)

Свита	Пласт	Марьевский район		Алмазный район	
		Верт. мощность	Средняя мощность по району	Верт. мощность	Средняя мощность по району
C_3^1	m'_6	—	—	0,41	0,41
	m_6	—	—	0,28—0,37—0,40—0,26	0,33
	m_5	—	—	0,24	0,24
	m'_5	—	—	0,3—0,44	0,40
	m_4	—	—	0,94—0,60—0,94	0,62
	m_3	0,57—0,50—0,50 _c	0,52 _c	0,35—0,22—0,41	0,33
Общая мощность по свите C_3^1			0,52— —1,10		2,09 _c 4,45
C_2^6	l_8	0,39—0,33—0,36—0,66— 0,22—0,29—0,40—0,79	0,45	0,28—0,42—0,24—0,30— 0,69—0,16—0,44—1,03— 0,30—0,43	0,43
	l_7	0,40—0,37—0,37—0,36— 0,40—0,30	0,37	0,28—0,26—0,36—0,37	0,30
	l_6	0,45—0,28—0,69—0,30— 0,51—0,69	0,48	0,40—0,42—0,32—0,26— 0,42—0,90—0,48—0,53— 0,41—0,23—0,37—0,27	0,40
	l_5	0,32—0,26	0,29	0,39—0,33—0,38—0,36— 0,28—0,45—0,30—0,29— 0,26—0,40	0,34
	l_4	0,30—0,27—0,30—0,34— 0,37—0,31	0,38	0,52—0,41—0,21—0,34— 0,14—0,42	0,34
	l_3	0,29—0,36—0,43—0,41— 0,34	0,38	0,48—0,41—0,37—0,30— 0,32—0,37	0,37
	l_2	0,42—0,61—0,47—0,57—	0,52	0,65—0,19—0,49—0,66	0,50
	l_1	0,26	0,26	0,35—0,13	0,24
Общая мощность по свите C_2^6			3,13 _c ² 6,70		2,92 _c ² 6,20
C_2^5	k_8	0,43—0,66—0,64—0,80— 0,47—0,42	0,57	0,26—0,23	0,24
	k_7	0,20—0,28—0,30	0,25	—	—
	k_7	0,34	0,34	0,21—0,23	0,24
	k_7	0,26	0,26	0,35—0,47—0,22	0,35
	k_6	0,26—0,31—0,31	0,29	0,27—0,28—0,29—0,30— 0,36	0,30
	k_5	0,39	0,39	0,30—0,22—0,29—0,28— 0,34—0,32	0,29
	k_3	0,35	0,35	0,20—0,33—0,44	0,40
	k_2	0,38	0,38	0,15—0,25	0,20
Общая мощность по свите C_2^5			2,83 6,0		2,02 4,30
C_2^3	h_{11}	—	—	0,42—0,32—0,26—0,31	0,33
	h_{10}	—	—	0,24—0,26—0,38—0,26	0,27
	h_8	—	—	—	—
	h_7	—	—	0,22—0,29	0,25
	h_6	—	—	—	—
	h_5	—	—	0,35	0,35
	h_2	—	—	0,40—0,36	0,38
			—		1,72
			—		3,80

в) В пределах каменной свиты C_2^5 может быть построен рудник в Марьевском районе по стандарту

в 1 млн. т для падения до	30°
в 2 » » » » »	20°
в 3 » » » » »	15° и меньше

г) В пределах свиты максимовской C_2^3 в Марьевском районе не указано рабочих пластов. В Алмазном районе, в пределах этой свиты, может быть построен рудник по стандарту

в 1 млн. т для падения до	30°
в 2 » » » » »	10°
в 3 » » » » »	10° и меньше

Как видим, во всех перечисленных случаях мы имеем возможность строить, как минимум, рудник в 1 млн. т, в ряде случаев можем строить рудник в 2 млн. т и в 3 млн. т.

Остановимся теперь на примерах, разобранных в табл. 7, для падения в 35—45° при работе двух свит.

а) При одновременной работе свит C_3^1 и C_2^6 мы можем строить рудники в Марьевском районе по стандарту (суммарная мощность 7,8 м)

в 1 млн. т для падения до	45°
в 2 » » » » »	40°

Рудников в 3 млн. т строить для данных условий не можем.

Для Алмазного района получаем стандарты (суммарная мощность 10,65 м)

в 2 млн. т для падения до	45°
в 3 » » » » »	35° и меньше

б) При одновременной работе свит C_2^6 и C_2^5 мы можем строить рудники в Марьевском районе по стандарту (суммарный пласт 12,7 м)

в 3 млн. т для падения до	45° и меньше
-------------------------------------	--------------

Для Алмазного района по стандарту (суммарный пласт 10,5 м)

в 2 млн. т для падения до	45°
в 3 » » » » »	35° и меньше

в) Одновременная работа свит C_2^5 и C_2^3 в Марьевском районе исключена ввиду отсутствия данных о рабочих пластах в свите C_2^3 .

Для Алмазного района мы получаем в этих условиях такие стандарты (суммарный пласт 8,15 м)

в 1 млн. т для падения до	45°
в 2 » » » » »	40°

рудников в 3 млн. т строить для данных условий не можем.

Приведем в заключение последний пример, согласно данных табл. 8, упомянутый выше. В этом случае ведется одновременная разработка всех свит при крутом падении.

В условиях Марьевского района имеем суммарный пласт 13,8 м и стандарты рудников

в 2 млн. т для падения до	90°
в 3 » » » » »	50°

В условиях Алмазного района имеем суммарный пласт 18,8 м и стандарты рудников

в 3 млн. т для падения до	90°
-------------------------------------	-----

Все приведенные примеры показывают, что предлагаемые нами стандарты вполне пригодны для приведенных нами районов.

Эти примеры не могут охватить всего разнообразия тех случаев, которые будут иметь место в действительности.

Мы оговорим здесь две возможности, которые будут иметь место чаще других. Во многих случаях выработка будет вестись не в пределах одной свиты или тех комбинаций свит, которые нами упоминались, а будет захватывать часть пластов одной свиты и часть пластов другой свиты. Наши примеры, замкнутые в пределах отдельных свит, имели целью упрощение наших выводов. Оговариваемся здесь, что эта возможность не меняет выводов о пригодности стандартов.

Вторая возможность, которую мы оговариваем, — суммарная мощность пластов, приведенная нами по свитам, может для отдельных отводов сильно варьировать в пределах одного и того же района.

Увеличение этой мощности против принятой нами только подкрепляет наши выводы о стандартах.

При уменьшении же принятых суммарных мощностей придется идти на уменьшение полученного нами стандарта в 3 млн. *т* на 2 млн. *т* и на 1 млн. *т* или стандарта в 2 млн. *т* на 1 млн. *т*.

При стандартах в 1 млн. *т* при уменьшении суммарной мощности пласта должен быть изучен вопрос об увеличении суммарной мощности пласта за счет присоединения части или всех рабочих пластов соседней угольной свиты. В противном случае неизбежен переход к работе рудниками типа промышленной разведки, как это указано нами выше, или переход к работе рудниками не стандартными, а специально проектируемыми для встречных локальных случаев.

Во всяком случае из всех приведенных нами примеров (за исключением примера по горловской свите для Марьевского района) мы видим полную приемлемость для месторождений Донбасса предлагаемых нами стандартов.

Приведем еще такие справки. Часто для доказательства невозможности постройки в Донбассе больших рудников ссылаются на пример Рура, где угленосность в среднем 2,3, а в Донбассе 0,64. При закладке рудников важна угленосность не всего бассейна, а отдельных угольных свит. Для Алмазного района, как это видно из приведенных выше данных, мы имеем угленосность: алмазной свиты 2,18%, каменной 1,12%, максимовской 0,67% и горловской 0,76%.

Для Марьевского района: по алмазной свите 2,4%, каменной 1,5%, горловской 0,15%.

Как видно из этой справки, угленосность основной свиты алмазной для обоих районов близка и даже выше цифр угленосности для Рурского бассейна. Значительно выше среднего по Донбассу угленосность в каменной свите для обоих районов.

Это лишний раз подтверждает невозможность угольных сравнений между Руром и Донбассом без детального анализа условий, обеспечивающих получение рудников с соответствующими стандартами производительности.

Дополнительные соображения о новых рудниках в Донбассе]

В предыдущих разделах этой статьи нами обоснована возможность установления для месторождений Донецкого бассейна стандартов для новых рудников в 1 млн. *т*, в 2 млн. *т* и 3 млн. *т* годовой производительности при минимальном амортизационном сроке их существования в 25 лет.

В этом разделе мы считаем необходимым принять для новых рудников следующее принципиальное положение. Годовая производительность нового рудника, принятая по стандарту, должна быть безусловно обеспеченной к моменту начала нормальной эксплуатации рудника.

Эта обеспеченность запроектированной по стандарту добычи гарантируется упомянутым выше 10%-ным резервом в интенсивности подвигания. Известный резерв заключается в уменьшении процента потерь от условно принятой выше цифры в 20%.

Но наряду с безусловной обеспеченностью запроектированной стандартом добычи мы считаем необходимым принять и второе принципиальное положение.

Добыча нового рудника не должна быть фиксирована на установленной по стандарту.

Новый рудник должен иметь возможность постепенного подъема добычи сверх уровня стандарта. Это достигается за счет уплотнения работы основного подъема, за счет использования резервного подъема. Нарастание добычи идет за счет уже упомянутых резервов, но кроме того самый процесс подбора стандартов покажет основной резерв для нарастания добычи сверх стандарта. Этот резерв заключается в том, что в большинстве случаев стандарт, подбираемый на основании приведенных выше соображений, будет иметь срок службы, в большей или меньшей степени превышающий 25 лет. Форсирование выработки нового рудника будет приближать срок его существования к нормальному амортизационному.

В условиях Донбасса при сильно нарушенных месторождениях и непостоянной мощности пластов при выборе стандартов во многих случаях придется идти на меньшие стандарты, чтобы не получить новый рудник по большему стандарту, не удовлетворяющий первому и основному принципиальному положению о безусловной обеспеченности принятой стандартом годовой производительности.

Эта возможность форсирования добычи по руднику должна быть предусмотрена самым стандартом в пределах до 25% для всех трех стандартов. Стандарты новых рудников должны быть даны для рудников с пологим падением и для рудников с наклонным и крутым падением. Установленные стандарты потом должны непрерывно перерабатываться в отдельных своих частях по мере накопления материалов, позволяющих внести улучшение в соответствующую часть стандарта.

Стандарт рудника в 3 млн. *т* годовой производительности мы назвали стандартом рудников-гигантов. Эти рудники отвечают производительности крупнейших каменноугольных рудников капиталистических стран.

Но, помимо этих рудников-гигантов, мы можем уже теперь запроектировать несколько рудников в Донбассе с производительностью в 4 млн. *т* в год и выше. Из приведенных выше таблиц мы можем установить, что суммарная мощность пласта в 7,8 м при падении в 10° обеспечивает при взятой нами высоте этажа и интенсивности подвигания постройку рудника в 6 млн. *т* годовой производительности.

Возможность нахождения этих 7,8 м суммарного пласта в Донбассе для одной свиты не исключена, а следовательно не исключена и возможность постройки рудника в 6 млн. *т*.

Кроме того мы не можем принимать простирание в 6 и даже в 8 км пределом для новых рудников, которые мы назовем сверх-гигантами. Могут иметь место простирания порядка 10 и даже 12 км. Расположение шахт на руднике может оказаться более целесообразным диагональное, с помещением в центре одной-двух подъемных шахт, а по крыльям в 2—3 км от основной шахты вспомогательных шахт для вентиляции, спуска рабочих и материалов.

Эти социалистические гиганты или сверх-гиганты необходимо проектировать индивидуально. На всех месторождениях, где это окажется возможным, уже во второй пятилетке нужно будет не ограничиваться применением стандарта для рудника-гиганта, а обязательно использовать месторождения до максимума и в соответствии с нашими возможностями, возможностями страны, строящей социализм.

Индивидуально проектируемые рудники в 4 млн. *т* годовой производительности и выше, которые мы называем социалистическими гигантами или сверх-гигантами, проложат дорогу к новым социалистическим стандартам рудников в Донбассе с годовой производительностью в 4 млн. *т* и в 6 млн. *т*.

Предлагаемые нами стандарты в 1, 2 и 3 млн. *т* должны взять все от того уровня развития каменноугольной техники, который имеется в странах капитализма.

Наша генеральная линия—«догнать и перегнать» страны капитализма по уровню развития техники—приведет нас к невиданным при капитализме новым социалистическим стандартам рудников в 4 млн. *т* и в 6 млн. *т*. в год

Для рудников сверх-гигантов мы также имеем в виду нормальный срок их амортизации в 25 лет минимум.

Заключение

В заключение укажем на следующее. Предлагаемые нами стандарты новых рудников для Донбасса в 1 млн. *т*, в 2 млн. *т* и в 3 млн. *т* в год с минимальным амортизационным сроком в 25 лет вполне приемлемы.

Они переносят к нам тот уровень технического развития приемов эксплуатации, который является обыденным для капиталистических каменноугольных предприятий последнего десятилетия.

Новые стандарты вполне увязаны с богатством месторождений каменного угля в Донбассе и с условиями их залегания.

Стандарты гарантируют для новых рудников устанавливаемую ими годовую производительность и должны позволить форсировать добычу рудника сверх стандарта до 25%.

Новые стандарты не исчерпывают наших возможностей в деле дальнейшего укрупнения новых каменноугольных рудников в Донбассе с использованием новейших достижений Запада и Америки и наших собственных, не находящихся отражения в ныне устанавливаемых стандартах.

Наряду с принятыми нами стандартами необходимо внимательное изучение наших возможностей как по естественному богатству и условиям залегания месторождений, так и по применению более совершенных технических приемов эксплуатации для индивидуальной проектировки рудников сверх-гигантов в Донбассе на 4, 5 и на 6 млн. *т* в год.

Нами уже во второй пятилетке должна быть заложена основа для создания новейших социалистических стандартов для новых рудников Донбасса в 4 млн. *т* и в 6 млн. *т*.

Ниже мы даем объяснения к прилагаемой номограмме инж. М. Гобермана в виде составленных им примеров пользования этой номограммой.

Первый пример. Вертикальная высота этажа 150 м, угол падения 30°, суммарная мощность свиты рабочих пластов 4 м; требуется найти суточную и годовую добычу шахты, имея в виду подвигание 1,25 м в сутки, двукрылую работу и потерю при выемке 20%.

На нижнем графике с правой стороны имеем 150 м, ищем пересечение горизонтали, проведенной через эту точку, с наклонной линией, имеющей надпись 30°.

Из точки пересечения идем вверх по дуге до пересечения с верхней из имеющихся двух шкал—ответ 300 м наклонной высоты этажа.

Из точки 300 проводим вертикальную по верхнему графику до пересечения с наклонной прямой, на которой имеется отметка 4 м. Из точки пересечения проводим горизонталь, которая на шкале слева дает ответ 3 000 *т* в сутки или 1 050 000 *т* в год.

Второй пример. Мощность Алмазной свиты по нормали 280 м, угол падения ее 15° при высоте шахтного поля 450 м, найти горизонтальную мощность свиты и горизонтальную проекцию наклонной высоты шахтного поля.

На левой стороне нижнего графика ищем 280 и из этой точки проводим вправо горизонталь до пересечения с наклонной прямой, указывающей угол падения 15°. Из этой точки идем по дуге окружности вверх и на нижней из двух имеющихся шкал находим ответ: 1 080 м—горизонтальная мощность свиты.

Для нахождения горизонтальной проекции наклонной высоты шахтного поля на левой стороне нижнего графика ищем 450, проводим горизонталь вправо до пересечения с углом падения 15° и длину этой горизонтали находим на нижней шкале 1 630 м.

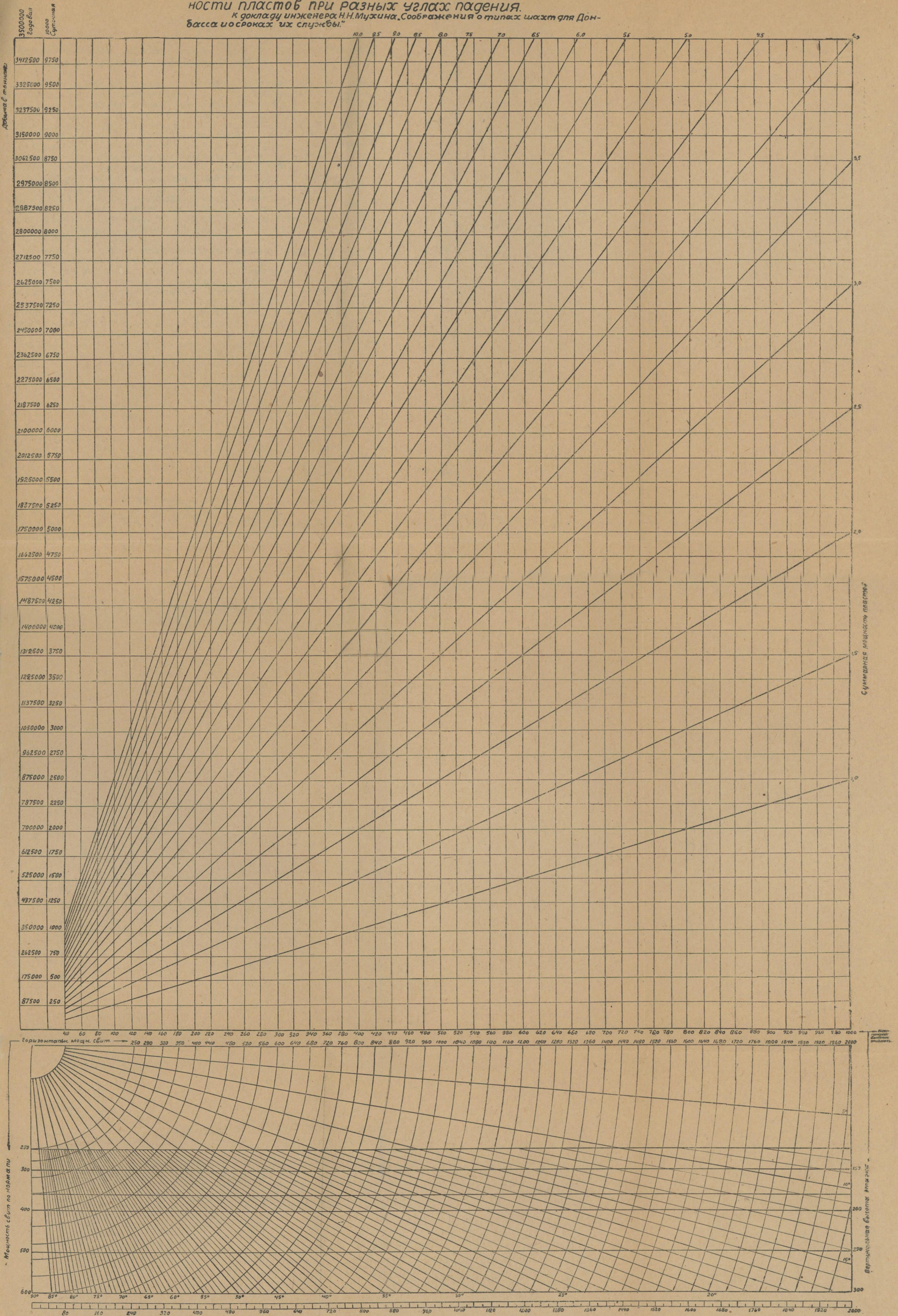
Следовательно сумма горизонтальной мощности свиты и горизонтальной проекции наклонной высоты шахтного поля

$$1\ 680 + 1\ 080 = 2\ 760\ \text{м}$$

Номограмма

для определения производительности шахты в зависимости от вертикальной высоты этажа и суммарной мощности пластов при разных углах падения.

К докладу инженера Н.Н. Мухоморова. Соображения о типах шахт для Донбасса и сроках их службы.



ение
Дон
ным
осят
ий я
посл
нда
ассе
гар
ьнос
25°
нда
нов
стиж
ны
при
нос
и п
иди
6 м
во
иал
н.
да
сос
й
оп
бы
ери
м г
нн
пе
ш
30
ш
из
в
й
г
те
ст
до
ки
г
ж
ро
с
л
л
к

ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЙ В НОВОЕ ШАХТНОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО КУЗБАССА¹

Уже многократно отмечалось, что старый карликовый Кузбасс не в состоянии покрыть того колоссального спроса на уголь, особенно на коксующийся уголь, какой предъявляет к нему промышленность вновь создаваемого Урало-кузнецкого комбината. Только совершенно новый гигантский Кузбасс может справиться с этой задачей. Этот новый Кузбасс должен быть создан в исторически минимальный, невиданный еще в истории каменноугольной промышленности срок. С 2 387 тыс. *т* в первый год первой пятилетки (1928 г.) добыча должна достигнуть 11 142 тыс. *т* в последний—четвертый год первой пятилетки (1932 г.) и до 130 млн. *т* в последний год второй пятилетки (1937 г.). Вся эта колоссальная добыча должна быть дана почти исключительно новыми шахтами.

Отсюда совершенно ясна грандиознейшая роль нового шахтного строительства в Кузбассе, а наряду с этим и эффективность капиталовложений в это строительство. Всего в новое шахтное строительство за первую пятилетку (1928—1932 гг.) предполагается вложить около 425 млн. руб. и за вторую пятилетку (1933—1937 гг.) ориентировочно намечено вложить 2 266 млн. руб., а всего за девять лет около 2 700 млн. руб.².

Чем эффективнее будут произведены капиталовложения, тем большее количество шахт можно будет соорудить на эту сумму или при той же конечной добыче можно будет значительно снизить затраты на строительство.

Все новое крупное шахтное строительство в Кузбассе ведется по проектам, выполненным б. Проектным сектором Шахтстроя Востугля. С начала своего существования, т. е. с февраля 1929 г. до 1 сентября 1931 г., Шахтстроем (Гипрошахтом) выполнено около 40 проектов новых крупных шахт на суммарную производительность около 70 млн. *т* угля в год, из них по Кузбассу около 30 проектов на суммарную производительность порядка 50 млн. *т* в год. Однако до сих пор не было произведено анализа эффективности капиталовложений в строительство по этим проектам и работа, послужившая материалом для настоящего доклада, является первой грубой попыткой, не могущей претендовать на законченность, но долженствующей послужить толчком для дальнейших более глубоких и основательных исследований в этой области.

Прежде всего для сравнения эффективности вложений капитала в новое шахтное строительство Кузнецкого бассейна с эффективностью капиталовложений в другие бассейны Союза сопоставим основные показатели (затраты на 1 *т* годовой добычи) по всем бассейнам. При этом показатели по Донбассу, Уралу и Подмосковному бассейнам берем по данным НТС КУП (при письме ВСНХ СССР 13/25 от 2 июля 1931 г.), а по Кузбассу, Черембассу и Дальуглю показатели эти выводим по проектам Шахтстроя Востугля. Для того чтобы при таком сопоставлении отдельных проектов избежать влияния неизбежных индивидуальных подходов различных авторов различных проектов и влияния времени изготовления

¹ Настоящая статья составлена нами по материалам Проектного сектора Шахтстроя Востугля, преработанным при участии инж. А. Н. Кулибаба, Т. Ф. Горбачева, Ив. Ив. Заковряшина, экономиста В. В. Соболева и статистика т. Фоменко в июле-августе 1931 г. по заданию Топливо-энергетического сектора ВСНХ СССР от 2 июля 1931 г. за № 13—25.

² См. «За уголь Востока» № 18—19, 1931.

проектов, предварительно все проекты Шахтстроя Востугля были заново пересмотрены, исправлены и перечислены все на три добычных смены. Такая предварительная «нивелировка» экономических показателей по проектам, принятым для сопоставления, должна свести к минимуму влияния случайных факторов и делает все показатели вполне сравнимыми.

Перед сравнением во всех принятых для сравнения проектах вновь пересмотрены и выравнены как цены на оборудование и сооружения, так и объекты, вошедшие в смету. Так везде выброшены непредвиденные расходы. Введена идентичность в учет затрат будущих лет. Повторяющиеся затраты исключены.

Выравнена относительная стоимость таких затрат, как оборудование мастерских, телефонная связь и т. п. Кроме того во всех проектах пересчитано жилищно-строительство путем уточнения штатов трудящихся, особенно по вспомогательным цехам, по последним действующим нормам. Вместе с тем для всех шахт одного и того же бассейна принят одинаковый коэффициент семейности, одинаковый процент живущих в колонии рудника, одинаковое процентное соотношение деревянных и каменных домов, одинаковая стоимость кубометра жилищ и одинаковый процент на благоустройство. Поэтому принятые для сравнения суммы несколько отличаются от сумм, имевшихся в отдельных проектах.

Затраты по техническим факторам взяты с учетом затрат будущих лет. Общие затраты представляют сумму всех затрат по шахте как по техфакторам, так и по колонии с благоустройством.

Для сравнения приняты только показатели по проектам новых шахт. Показатели по проектам реконструируемых шахт и по проектам штолен в сравнение не введены. Таких шахт по Кузбассу получилось 15, по Черембассу 3 и по Дальуглю 2.

Конечно небольшое число показателей как по отдельным бассейнам, так и по разным группам шахт не может не дать некоторой пестроты цифр, однако если не истинная закономерность, то хоть общая тенденция изменения показателей явно выступает уже и по этим данным. Конечно наиболее благополучно в этом отношении положения для Кузбасса (15 проектов). Но и для Черембасса нужно считать данные вполне характерными, так как принятые для сравнения три шахты являются типовыми шахтами бассейна. Для Дальугля имеющихся двух показателей конечно недостаточно, но в настоящее время не имеется других проектов, а по генеральному плану строительства намечается довольно большое количество новых шахт, идентичных с принятыми для сравнения; поэтому грубую тенденцию изменения показателей можно выявить и здесь.

Для сравнения все шахты разбиваем по бассейнам, а в каждом бассейне — по группам в зависимости от размера их годовой производительности. Всего намечается семь групп:

I группа шахты производит.				от 0 до	500 тыс. т
II	»	»	»	» 500 »	1 000 » »
III	»	»	»	» 1 000 »	2 000 » »
IV	»	»	»	» 2 000 »	3 000 » »
V	»	»	»	» 3 000 »	4 000 » »
VI	»	»	»	» 4 000 »	5 000 » »
VII	»	»	»	» 5 000 »	6 000 » »

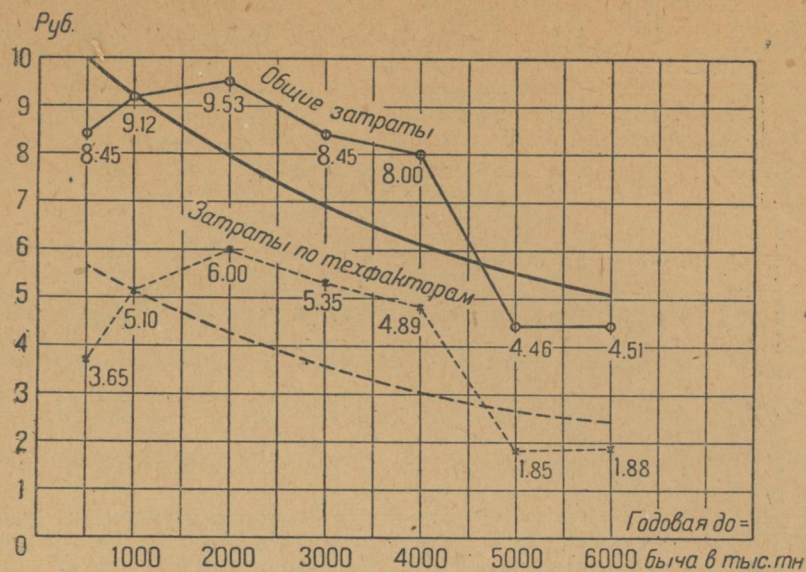
В табл. 1 приведены основные показатели эффективности затрат по указанным выше трем бассейнам Сибири — Кузнецкому, Черемховскому и Дальневосточному.

Результаты сравнения приводим в табл. 2 и фиг. 1, 2 и 3 (для Кузбасса).

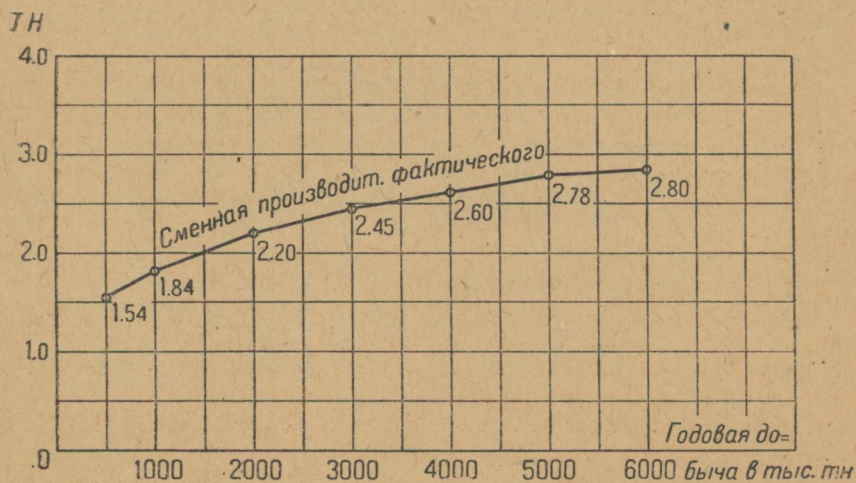
Сопоставляя полученные средние по бассейнам Сибири показатели с такими по Донбассу, Уралу и Подмосковному бассейнам по данным НКТ, получаем цифры табл. 3.

Сравнивая средние по бассейнам показатели, мы видим, что наименьшие затраты на тонну добычи как по техническим факторам, так и общие получают по Черембассу. Затем идут последовательно Кузбасс, Подмосковский бассейн, Дальуголь, Донбасс и наконец Урал (фиг. 4). Это и понятно, если учесть геологические особенности этих бассейнов.

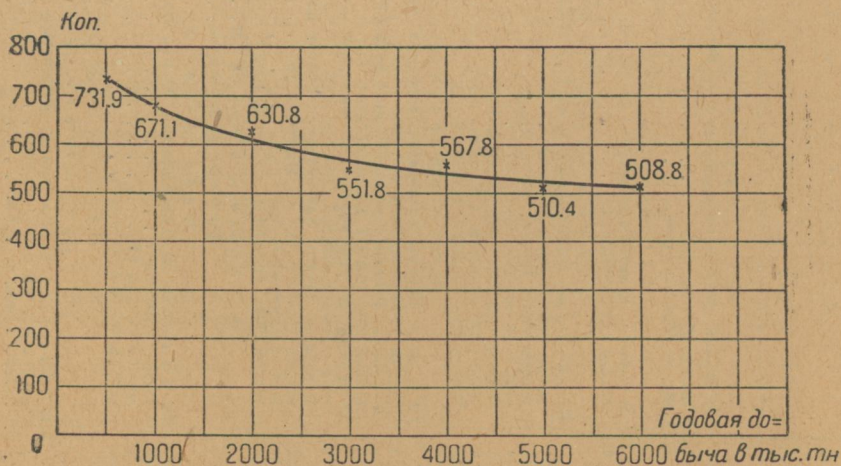
Пересчет проектов шахт Подмосковского бассейна, Донбасса и Урала на три смены общей картины существенно не изменит.



Фиг. 1. Затраты на 1 т по новым шахтам Кузбасса.



Фиг. 2. Производительность трудящегося по новым шахтам Кузбасса.



Фиг. 3. Себестоимость 1 т добычи по новым шахтам Кузбасса.

Основные показатели эффективности затрат по бассейнам Сибири

Таблица 1

№№ по пор.	Наименование шахт	Годовая произ- водитель- ность, тыс. т	Промзапасы тыс. т	Общие затраты, тыс. руб.		Общие затраты, руб. по техническ. факторам				Количество трудящихся		Производи- тельность труда, т		Себе- стои- мость коп.
				по техни- ческим факторам	всего с ко- лонией	всего с колонией		факти- чески	списо- чное	факти- чески в смену	списо- чная меслч- ная			
						на 1 т добычи	на 1 т запаса					на 1 т добычи	на 1 т запаса	
Кузбасс														
I группа. Шахты производ. от 0 до 500 тыс. т														
1	шахта Барзасская	150	1 220	716,6	1748,4	4.78	0.59	11.66	1.44	404	557	1,06	22,4	964,9
2	шахта Новожиуринская	420	2 500	1361,3	3058,1	3.24	0.54	7.23	1.22	659	913	1,82	38,3	648,7
	Всего и в среднем	570	3 720	2077,9	4806,5	3.65	0.55	8.45	1.30	1 083	1 470	1,54	32,4	731,9
II группа. Шахты производ. от 500 тыс. до 1 млн. т														
3	шахта «А» Ленинская	600	4 026	3057,4	5472,2	5.10	0.75	9.12	1.36	933	1 289	1,84	38,8	671,1
	Всего и в среднем по I и II гр.	1 170	7 746	5135,3	10278,7	4.38	0.66	8.80	1.33	1 996	2 759	1,70	35,3	700,7
III группа. Шахты производ. от 1 до 2 млн. т														
4	шахта № 3 Прокопьевская	1 000	23 437	7300	11100	7.30	0.31	11.10	0.47	1 460	1 970	1,96	41,3	— ¹
5	шахта 7 бис Прокоп.	1 500	10 000	4001,6	8973,2	2,67	0.40	5.92	0.89	1 803	2 621	2,26	47,7	600,3
6	шахта 5—6 Прокоп.	1 680	10 000	4786,0	10836,0	2,84	0.48	6.43	1,03	2 341	3 246	2,06	23,3	625,1
7	шахта Капитальная II Ленин.	1 750	22 134	10407,8	16188,6	5,95	0.47	9.25	0,73	2 059	2 920	2,39	49,9	562,7
8	шахта Щегловская I Кемер.	1 250	22 500	12000	16750	9,60	0.53	13,40	0,74	1 640	2 340	2,18	45,4	700,5
9	шахта Щегловская II Кемер.	1 250	22 500	12000	16750	9,60	0.53	13,40	0,74	1 640	2 340	2,18	45,4	700,5
	Всего и в среднем	8 430	110 571	50495,4	80497,8	6,00	0.46	9.53	0,73	10 973	15437	2,20	46,0	630,8
IV группа. Шахты производ. от 2 до 3 млн. т														
10	шахта Капитальная I Осин.	2 000	34 000	10698	16911,0	5,35	0.31	8.45	0,50	2 373	3 273	2,45	51,0	551,8
V группа. Шахты производ. от 3 до 4 млн. т														
11	шахта Коксовая I Прокопьевская	3 500	62 300	17100	28000	4,89	0.27	8,00	0,45	3 850	5 370	2,60	54,0	567,8
VI группа. Шахты производ. от 4 до 5 млн. т														
12	шахта Тайбинская I Прокопьевск.	4 000 ²	24 000	7393,0	17660,0	1,85	0.31	4.40	0,74	4 118	5 744	2,78	58,0	510,4
VII группа. Шахты производ. от 5 до 6 млн. т														
13	шахта Тайбинская II Прокопьевск.	5 000 ²	35 500	9250	22510,0	1,85	0.26	4.50	0,63	5 127	7 150	2,80	58,0	515,0
14	7—8—9 Прокопьевские	5 100 ²	30 000	9757,3	23190,1	1,91	0.32	4.55	0,77	5 176	7 233	2,81	58,8	505,9
15	шахта Тынганская I Прокопьевская	6 000 ²	36 000	11200,0	28985,0	1,87	0.31	4.50	0,75	6 102	8 510	2,80	59,0	505,9
	Всего и в среднем	16 100 ²	101 500	30207,3	72685,1	1,88	0.30	4.51	0,72	16 405	22893	2,80	58,5	508,4
	Итого по Кузбассу	35 200	340 117	121029,0	226032,6	3.45	0.35	6.42	0,66	39 715	55476	2,50	53,0	553,0
Черембасс														
IV и V группа. Шахты производ. от 2 до 4 млн. т														
1	шахта Артем I	2 175	42 500	3699,3	9185,23	1,70	0.11	4.22	0,26	2 142	2 959	2,94	61,3	429,3
2	шахта Артем II	3 500	66 500	5889,7	14195,1	1,68	0.09	4.06	0,21	3 128	4 331	3,20	67,3	416,1
3	шахта Ново-Гришево	3 500	76 800	—	—	—	—	—	—	3 128	4 331	3,20	67,3	418,5
	Итого по Черембассу	9 200	185 800	—	—	1,69	0.10	4.14	0,23	8 398	11621	3,13	66,0	418,0
Дальуголь														
II и III группа. Шахты произв. от 500 тыс. до 1 млн. т														
1	шахта Капитальн. I Тарич.	750	4 919	4964,6	8008,2	6,62	1.01	10,68	1,63	1 049	1 444	2,04	43,3	687,2
2	шахта Артем 6—6 бис	1 000	17 567	5052,6	8564,0	5,05	0.29	8.56	0,49	1 215	1 672	2,35	49,8	622,8
	Итого по Дальуголю	1 750	22 486	10017,2	16572,2	5,70	0.44	9.47	0,74	2 264	3 116	2,20	47,0	650,4

¹ Себестоимость по ш. № 3 на трехсменную работу к моменту составления настоящей статьи еще не определена.² Незначительные изменения, внесенные НТС, не учтены.³ Сравнимых данных не имеется.

Таблица 2

Сводная таблица основных показателей эффективности затрат по бассейнам Сибири

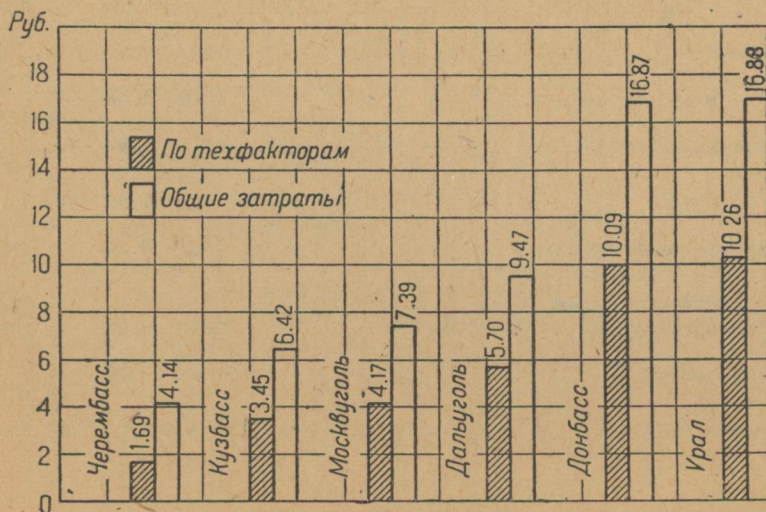
Бассейны	Группы шахт по производительности	I 0—500	II 500— 1000	III 1000— 2000	IV 2000— 3000	V 3000— 4000	VI 4000— 5000	VII 5000— 6000	По бассей- ну
Кузбасс									
1. Затраты по техфакторам на 1 т добычи, руб.		3.65	5.10	6.00	5.35	4.89	1.85	1.88	3.45
на 1 т промзапасов, руб.		0.55	0.75	0.46	0.31	0.27	0.31	0.30	0.35
Общие на 1 т добычи, руб.		8.45	9.12	9.53	8.45	8.00	4.46	4.51	6.42
на 1 т промзапасов, руб.		1.30	1.36	0.73	0.50	0.45	0.74	0.72	0.66
2. Производительность трудящегося фактически в смену, т		1,54	1,84	2,20	2,45	2,60	2,78	2,80	2,50
списочного в месяц т		32,40	38,80	46,00	51,00	54,00	58,00	58,50	53,0
3. Себестоимость, коп.		731,9	671,1	630,8	551,8	567,8	510,4	503,8	553,0
Черембасс									
1. Затраты по техфакторам, руб./т		—	—	—	1.70	1.68	—	—	1.69
на 1 т промзапасов, руб.		—	—	—	0.11	0.09	—	—	0.10
Общие, на 1 т руб.		—	—	—	4.22	4.06	—	—	4.14
на 1 т промзапасов, руб.		—	—	—	0.26	0.21	—	—	0.23
2. Производительность трудящегося, фактически в смену, т		—	—	—	2,94	3,20	—	—	3,13
списочного в месяц, т		—	—	—	61,30	67,30	—	—	66,0
3. Себестоимость, коп.		—	—	—	429,3	417,3	—	—	418,0
Дальуголь									
1. Затраты по техфакторам, руб./т		—	6.62	5.05	—	—	—	—	5.70
на 1 т промзапасов, руб.		—	1.01	0.29	—	—	—	—	0.44
Общие на 1 т добычи, руб.		—	10.68	8.56	—	—	—	—	9.47
на 1 т промзапасов, руб.		—	1.63	0.49	—	—	—	—	0.74
2. Производительность трудящегося, в фактически в смену, т		—	2,04	2,35	—	—	—	—	2,20
списочного в месяц, т		—	43,30	49,80	—	—	—	—	47,00
3. Себестоимость, коп.		—	687,2	622,8	—	—	—	—	650,4

Второй вывод, который можно сделать из рассмотрения табл. 2 и фиг. 1, 2 и 3 (по Кузбассу), это тот, что по всем бассейнам определенно намечается, если не закономерность, то во всяком случае тенденции к увеличению эффективности затрат с увеличением масштаба рудника. Некоторое исключение составляют в этом отношении только мелкие шахты Кузбасса (фиг. 1).

Таблица 3

Сводка показателей эффективности капиталовложений в новое [шахтное строительство по различным бассейнам Союза.
(затраты на 1 т добычи, руб.)

Бассейны	Группировка шахт по производительности	I 0—500	II 500— 1 000	III 1 000— 2 000	IV 2 000— 3 000	V 3 000— 4 000	VI 4 000— 5 000	VII 5 000— 6 000	Сред- нее по бассей- ну
Черембасс ¹	По техн. фак. 7	—	—	—	1.70	1.68	—	—	1.69
	» общ. затр.	—	—	—	4.22	4.06	—	—	4.14
Кузбасс ¹	» техн. фак. 7.	3.65	5.10	6.00	5.35	4.89	1.85	1.88	3.45
	» общ. затр.	8.45	9.17	9.53	8.45	8.00	4.40	4.51	6.42
Подмоск. ²	» техн. фак. 7.	4.43	3.71	—	—	—	—	—	4.17
	» общ. затр.	5.50	10.73	—	—	—	—	—	7.39
Дальуголь ¹	» техн. фак. 7.	—	6.67	5.05	—	—	—	—	5.70
	» общ. затр.	—	10.68	8.56	—	—	—	—	9.47
Донбасс ²	» техн. фак. 7.	12.8	10.06	9.68	—	—	—	—	10.09
	» общ. затр.	20.68	17.36	15.75	—	—	—	—	16.8
Урал ²	» техн. фак. 7.	—	10.26	—	—	—	—	—	10.26
	» общ. затр.	—	16.88	—	—	—	—	—	16.88



Фиг. 4. Средние затраты на 1 т добычи по новым шахтам для всех бассейнов.

Однако это кажущееся противоречие вызывается небольшим числом и случайностью сравниваемых объектов этих групп и к тому же легко объясняется при более детальном анализе.

Дальнейшие рассуждения касаются только шахт Кузнецкого бассейна.

Природные условия, с одной стороны, и малая освоенность большинства месторождений и даже районов Кузбасса, с другой, привели к необходимости запроектировать для этого бассейна два резко отличных друг от друга типа шахт: шахты облегченного типа А—«эксплуатационно-разведочные» и шахты типа Б—«капитальные».

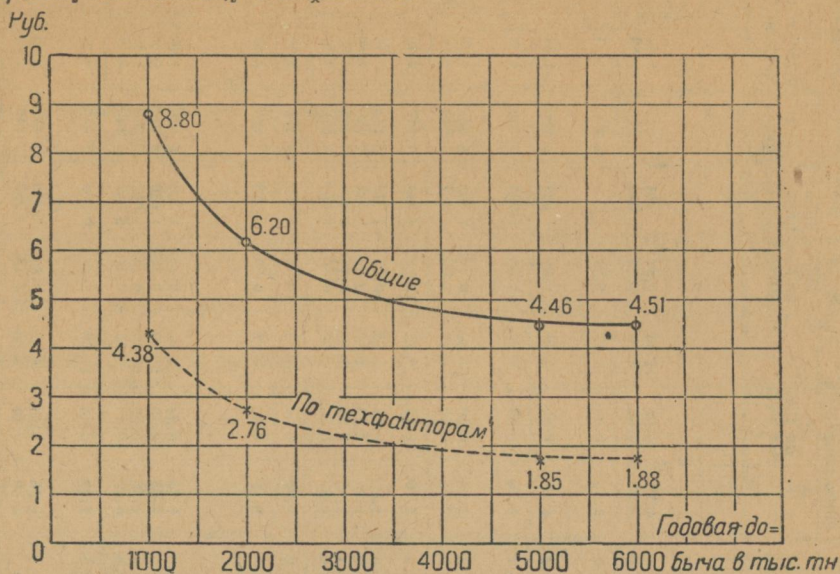
Подробные характеристики этих основных типов шахт нового Кузбасса с мотивировкой выбора их приведены в нашей статье «За уголь Востока», 1931 г.,

¹ Работа шахт на три смены.

² Работа шахт на две смены.

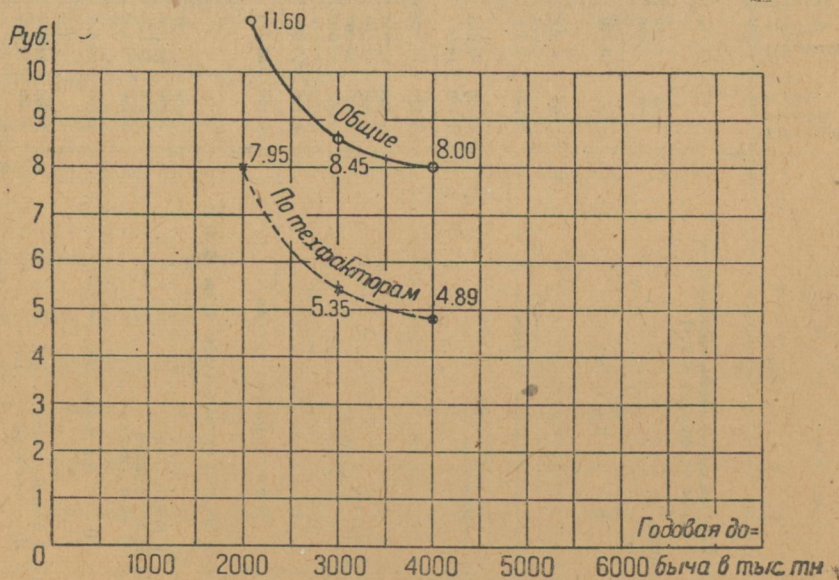
№ 18—19. Если все 15 шахт Кузбасса разбить на эти две группы и данные таблицы 1 сгруппировать по этому пункту, то получим совершенно иную картину, представленную таблицей 4.

Сопоставляя итоговые показатели по отдельным типам шахт и по бассейну в целом, получим таблицу 5 и фиг. 5 и 6.



Фиг. 5. Затраты на 1 т добычи по новым эксплуат.-разведочным шахтам Кузбасса.

Из рассмотрения таблицы 5 и фиг. 5 и 6 видим, что для каждого из обоих типов шахт справедлива общая тенденция улучшения всех показателей с ростом производственной мощности единицы.



Фиг. 6. Затраты на 1 т добычи по новым капитальным шахтам Кузбасса.

Второй вывод, к которому необходимо прийти при анализе данных таблицы 5, это тот, что, вообще говоря, показатели по шахтам типа А—эксплуатационно-разведочным—лучше показателей по шахтам типа Б—капитальным—как по отдельным группам, так и по всему бассейну.

Показатели эффективности затрат по Кузбассу

Таблица 4

№№ по пор.	Наименование шахты	Годовая пр- водитель- ность шт.	Произва- сы тыс. т	Общая стоимость затрат, тыс. руб.		Общая стоимость затрат, руб.				Количество трудящихся		Производи- тельность трудящегося		Себе- стои- мость коп.
				по техни- ческим факторам	всего с кол. ний	по техниче- ским фактор.		всего с коло- нной		факти- ческих	спи- сочное	факти- ческая	суточ- ная	
						на 1 т добычи	на 1 т запаса	на 1 т добычи	на 1 т запаса					
А. Шахты эксплуатационно-разведочные (срок службы до 8 лет)														
1	Шахта Барзасская 1	150	1 220	716,6	1748,4	4,78	0,59	11,66	1,44	404	557	1,03	22,4	964,9
2	Новожирунская	420	2 500	1361,3	3058,1	3,24	0,54	7,23	1,22	659	913	1,82	38,3	648,7
	Всего и в среднем	570	3 720	2077,9	4806,5	3,65	0,55	8,45	1,30	1 063	1 470	1,54	32,4	731,9
3	ш. «А» Ленинская	600	4 026	3057,4	5472,2	5,10	0,75	9,12	1,36	933	1 289	1,84	38,8	671,1
	1+2+3. Всего и в среднем	1 170	7 746	5135,3	10278,7	4,38	0,66	8,80	1,33	1 996	2 759	1,70	35,3	700,7
4	ш. № 7 бис Прокопьевская	1 500	10 000	4001,6	8973,2	2,67	0,40	5,92	0,89	1 803	2 621	2,26	47,7	600,3
5	ш. 5—6 Прокопьев.	1 680	10 000	4786,0	10838,0	2,84	0,48	6,43	1,08	2 341	3 246	2,06	43,3	625,1
	Всего и в среднем	3 180	20 000	8787,6	19709,2	2,76	0,44	6,20	0,98	4 144	5 867	2,15	45,0	613,4
6	ш. Тайбинская I	4 000	24 000	7393,0	17660,0	1,85	0,31	4,40	0,74	4 118	5 744	2,78	58,0	510,4
7	ш. Тайбинская II	5 000	35 500	9250,0	22510,0	1,95	0,26	4,50	0,63	5 127	7 150	2,80	58,0	515,0
8	ш. №№ 7—8—9 Прокопьевские	5 100	30 000	9757,3	23190,1	1,91	0,32	4,55	0,77	5 176	7 233	2,81	58,8	505,0
9	ш. Тырганская I	6 000	36 000	11200,0	25985,0	1,87	0,31	4,50	0,75	6 102	8 510	2,80	59,0	505,0
	Всего и в среднем	18 100	101 500	30207,3	72685,0	1,88	0,30	4,50	0,72	16 405	22 893	2,80	58,5	508,8
	Итого по группе «А»	24 450	153 246	51523,2	120333	2,11	0,33	4,92	0,79	26 663	37 233	2,63	54,8	551,6
Б. Шахты капитальные (срок службы более 15 лет).														
10	ш. № 3 Прокоп.	1 000	23 437	7300	11100	7,30	0,31	11,10	0,47	1 460	1 970	1,96	41,3	— ¹
11	ш. Щегловск. I Кемеровская	1 250	22 500	12000	16750	9,60	0,53	13,40	0,74	1 640	2 340	2,18	45,4	700,5
12	ш. Щегл. в. II Кемеровская	1 250	22 500	12000	16750	9,60	0,53	13,40	0,74	1 640	2 340	2,18	45,4	700,5
13	ш. Капитальн. II Ленинская	1 750	22 134	10407,8	16158,6	5,95	0,47	9,25	0,73	2 089	2 920	2,39	49,9	562,7
	Всего и в среднем	5 250	90 571	41707,8	60788,6	7,95	0,46	11,60	0,67	6 829	9 570	2,20	46,0	643,8
14	ш. Капитальн. I Осиновская	2 000	34 000	10898,0	16911,0	5,35	0,31	8,45	0,50	2 373	3 273	2,45	51,0	551,9
15	ш. Коксовая I Прокопьевская	3 500	62 300	17100	28000	4,89	0,27	8,00	0,45	3 850	5 370	2,60	54,0	567,8
	Итого по гр. «Б»	10 750	186 871	69505,8	105699,6	6,47	0,37	9,83	0,57	13 052	18 213	2,36	49,0	601,9
	Всего по Кузбассу	35 200	340 117	121029,0	226032,6	3,45	0,35	6,42	0,66	39 716	55 476	2,50	53,0	553,0

¹ См. приложение к таблице 1.

Сводная таблица основных показателей эффективности затрат по новому Кузбассу

Группы шахт по производи- тельности	I и II 0—1000	III 1000— 2000	IV 2000— 3000	V 3000— 4000	VI 4000— 5000	VII 5000— 6000	По бассей- ну
Типы шахт							
А. Шахты эксплуатационно-разведочные							
1. Затраты по техфакторам, руб./т	4.38	2.76	—	—	1.85	1.88	2.11
на 1 т промзапасов, руб.	0.66	0.44	—	—	0.31	0.30	0.33
Общие на 1 т добычи, руб.	8.80	6.20	—	—	4.46	4.51	4.92
на 1 т промзапасов, руб.	1.33	0.58	—	—	0.74	0.72	0.79
2. Производительность трудящегося фак- тически в смену, т	1,70	2,15	—	—	2,78	2,80	2,63
списочного в месяц, т	35,30	45,00	—	—	58,00	58,50	54,80
3. Себестоимость продукции, коп.	700,7	613,4	—	—	510,4	508,8	551,6
Б. Шахты капитальные							
1. Затраты по техническим факт., руб./т	—	7.95	5.35	4.89	—	—	6.47
на 1 т промзапасов, руб.	—	0.46	0.31	0.27	—	—	0.37
Общие на 1 т добычи, руб.	—	11.60	8.45	8.00	—	—	9.83
на 1 т промзапасов, руб.	—	0.67	0.50	0.45	—	—	0.57
2. Производительность трудящегося фактически в смену, т	—	2,20	2,45	2,60	—	—	2,36
списочного в месяц, т	—	46,00	51,00	54,00	—	—	49,00
3. Себестоимость продукции, коп.	—	843,8	551,8	567,8	—	—	601,9
В. Кузбасс (в целом)							
1. Затраты по техфакторам добычи, руб./т	4.38	6.00	5.35	4.89	1.85	1.88	3.45
на 1 т промзапасов, руб.	0.66	0.45	0.31	0.27	0.31	0.30	0.35
Общие на 1 т добычи, руб.	8.80	9.53	8.45	8.00	4.46	4.51	6.42
на 1 т промзапасов, руб.	1.33	0.73	0.50	0.45	0.74	0.72	0.66
2. Производительность трудящегося фактически в смену, т	1,70	2,20	2,45	2,60	2,78	2,80	2,50
списочного в месяц, т.	35,30	46,00	51,00	54,00	58,00	58,50	53,00
3. Себестоимость продукции, коп.	700,7	630,8	551,8	567,8	510,4	508,8	553,0

Это обстоятельство очень легко объясняется как облегченным типом оборудования типа А, так и природными горнотехническими особенностями этих шахт. Шахты этого типа «снимают сливки» основных месторождений бассейна и в настоящий момент острого дефицита в угле именно по этому пути и следует, где это можно, развивать основные районы (напр. Прокопьевский район). Группирование этих шахт в комплексы позволяет в сильной степени снизить затраты на сооружение их, доведя в некоторых случаях удельный расход затрачиваемого капитала, например по Прокопьевскому району, почти до уровня удельного расхода по Черемховскому бассейну (ср. табл. 3 и 5).

При этом срок сооружения этих эксплуатационно-разведочных шахт значительно меньше срока сооружения шахт типа В—капитальных. Безусловно, когда будут выработаны разрабатываемые этими эксплуатационно-разведочными шахтами верхние горизонты, придется перейти к более глубоким горизонтам, к шахтам капитального типа, конечно более дорогим. Но и для этого типа шахт—капитальных—справедливой остается общая тенденция улучшения основных экономических показателей с увеличением мощности шахты. Поэтому на каком бы типе шахт не пришлось остановиться при дальнейшем развитии Кузбасса *основным стремлением проектирующих и планирующих организаций должно быть максимальное увеличение масштаба отдельных шахт или комплексов этих шахт.*

Несколько слов о необходимости при анализе эффективности капиталовложений в какое-либо предприятие учитывать не только «производственные» расходы (по техническим факторам), но также и затраты на жилищное строительство, благоустройство и коммунальное строительство.

На громадном большинстве предприятий, в том числе и в горных предприятиях, производительность трудящегося увеличивается с увеличением мощности этого предприятия (табл. 2 и 5). В то же время затраты, приходящиеся на одного трудящегося, на жилища и благоустройство их следует считать величиной почти постоянной, так как после известного небольшого предела тип жилищ остается одинаковым (например соцгорода). Естественно поэтому, что доля затрат на жилища в общей сумме затрат на строительство относительно уменьшается с увеличением роста мощности предприятия. А это в весьма сильной степени сказывается на общей эффективности капиталовложений. Поэтому исключить расходы по статье «жилища» при анализе эффективности капиталовложений, как это делает т. Калинин («За уголь Востока» № 10, 1931),—нельзя.

В этой своей работе т. Калинин подробно останавливается на вопросе о структуре капиталовложений, разделяя их на эффективную и неэффективную части. Нам этот вопрос кажется чрезвычайно интересным и важным, и углубленным исследованием его (по выправленным сметам) необходимо срочно заняться. К числу вопросов, требующих детальнейших исследований, относятся также вопросы энерговооруженности и капиталовооруженности рабочего.

В заключение необходимо отметить, что детальный анализ эффективности капиталовложений в новое шахтное строительство Донбасса по 60 проектам Шахтстроя «Угля» (см. статью Л. Н. Березова и Я. Л. Пуплина в «Угле» № 66) дает уже право говорить не только об общей тенденции, но и о фактической закономерности улучшения экономических показателей с увеличением масштаба шахт.

Все это вместе взятое еще раз подтверждает правильность принятой Проектным сектором Шахтстроя б. Востугля установки на крупные, крупнейшие, а в некоторых случаях и гигантские шахты ¹.

¹ См. наши статьи «К вопросу о шахтах гигантах» и «Задачи проектирования шахт нового Кузбасса» в журнале «Уголь» № 54 и 64.

СПОСОБ ОДНОВРЕМЕННОЙ ПРОХОДКИ И КРЕПЛЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Главными причинами, не позволяющими осуществить одновременное производство работ по проходке и возведению постоянного крепления вертикальных стволов шахт, является падение в забой ствола шахты различных предметов (раствора, боя кирпича, породы и т. п.) через кольцевой зазор, который имеется между постоянным креплением и подвесным полком, с которого производится возведение постоянного крепления.

При самой осторожной работе по креплению и при самом тщательном перекрытии кольцевого зазора помощью отбрасывающихся сегментов и другими способами падение мелких предметов через кольцевой зазор настолько велико, что помимо утрачивания рабочими, задолженными в забое, чувства уверенности в безопасности работ имеют место и ушибы.

Открытый ствол на всю глубину от поверхности до подвесного полка, тем более при наличии большой глубины, просачивающейся воды из стен ствола, по которому движутся груженные и пустые букеты (бадьи) в забой ствола и на подвесной полк, создает видимую опасность. Сознание этой опасности парализующе действует на рабочих, задолженных на подвесном полке по возведению постоянного крепления.

Приведенные условия работ ни в какой степени не гарантируют от несчастных случаев людей, задолженных в проходке. С целью создания наиболее безопасных условий для рабочих, задолженных при одновременной проходке и креплении стволов шахт, что даст полную возможность при наибольшей безопасности осуществить указанные работы, нами предлагается следующий способ.

Кольцевой зазор между постоянным креплением и ободом подвесного полка заполняется пневматической шиной (дет. 1). Шина изготавливается из кожи или плотной материи. Шина со стороны внутренней окружности по всей ее длине имеет прорез. Прорез изнутри перекрывается клапаном. По краям прореза имеются отверстия, через которые протягиваются шнуры, помощью которых концы шины стягиваются один к другому после того, когда во внутрь шины будет введена резиновая камера. В камеру через штуцер нагнетается воздух или помощью ручного насоса или от воздухопровода через редукционный клапан.

Перед передвижением подвесного полка по стволу воздух из шины выпускается и шина помощью опорных крючьев (дет. 2) вытаскивается на полк. Шина в кольцевом зазоре удерживается опорными крючьями (2) и подвесками (дет. 3). Подвески укреплены к ободу полка.

Опорные крючья помещаются в деревянных направляющих, укрепленных к внешней поверхности обода подвесного полка. Внешние стороны деревянных направляющих скошены на-нет для более плотного и плавного прилегания шины к внешней плоскости обода полка. В опорных крючьях и подвесках шина обгибается полосами кожи или плотной материи.

Опорные крючья располагаются в расстоянии 1 м друг от друга. В промежутках между ними располагаются подвески.

Шина, раздуваемая изнутри находящимся в ней сжатым воздухом, совершенно герметично перекрывает кольцевой зазор и таким образом устраняет возможность падения через кольцевой зазор каких бы то ни было предметов в забой ствола шахты.

Ориентировочный расчет проволок, составляющих сетку

Потенциальную энергию каждой проволоки сетки принимаем:

$$V_p = \frac{p^2 FL^1}{2E}$$

где p —напряжение на 1 мм^2 при разрыве, F —площадь сечения одной проволоки, L —длина проволоки, E —модуль упругости стали.

Кинетическая энергия груза, падающего с высоты H , в момент действия удара о сетку, который вызовет в проволоках сетки растяжение, будет равна:

$$V_k = \frac{QV^2 L}{2g}$$

Растягивающее усилие в каждой из сторон натянутой проволоки, вызванное действием кинетической энергии, будет равно:

$$V_k = \frac{QV^2}{2g \cdot 2 \sin \alpha}$$

где α —угол между первоначальным положением оси спирали и положением оси проволоки при спрямленной спирали. Величину этого угла мы можем получить какою угодно при скручивании спирально проволок. Весом проволок пренебрегаем.

Приравняв действие кинетической энергии на проволоку потенциальной энергии проволоки спрямленной спирали, получим:

$$V_k = V_p = \frac{QV^2}{2g \cdot 2 \sin \alpha} = \frac{np^2 FL}{2E}$$

откуда

$$F = \frac{QV^2 E}{np^2 Lg \cdot 2 \sin \alpha}$$

Подставим в последнюю формулу заданные и известные нам цифровые данные: $Q = 10 \text{ кг}$, $H = 30 \text{ м}$, или $V^2 = 2gH = 2 \cdot 9,81 \cdot 30 = 588 \text{ м/сек}$, $E = 22\,000 \text{ кг/мм}^2$, $g = 9,81 \text{ м/сек}^2$, n —число проволок, которые будут подвержены разрыву упавшим на сетку предметом. Количество проволок мы найдем на основании следующих рассуждений.

Наиболее опасной формой задерживаемых сеткой тел является клинообразная форма. Поэтому будем считать, что падающее тело ударится о сетку выступом с какой-либо стороны клинообразным выступом. Принимая площадь очка сетки в 1 см^2 , допустим, что клинообразным выступом тело покроет как минимум двенадцать взаимно перпендикулярных проволок сетки или площадь $8 \times 8 = 64 \text{ см}^2$, p —напряжение при разрыве проволоки, равное 180 кг/мм^2 (из лучшей стали), l —длина проволоки равна $2,7 \text{ м}$ при стреле прогиба в один метр спрямленной спирали, $\sin \alpha = 0,37$, тогда получим:

$$\frac{\pi d^2}{4} = F = \frac{10 \cdot 588 \cdot 22\,000}{12 \cdot 32\,400 \cdot 2,7 \cdot 9,81 \cdot 2 \cdot 0,37} = \frac{129\,360\,000}{7\,387\,200} = 17,5 \text{ мм}^2$$

$$d = \sqrt{\frac{17,5 \cdot 4}{3,14}} = 4,84 \text{ мм.}$$

Расчет обода полка

Обод полка четырьмя тросами укрепляется к канату. Обод полка вследствие своего собственного веса, веса сеток, веса арматуры будет стремиться прогнуться по оси, проходящей в направлении диаметра полка между точками привеса (см. черт. на стр. 37). Поэтому мы обод полка будем рассматривать как равномерно нагруженную указанным весом балку с опертыми концами в точках привеса. За нагрузку балки примем половину веса полка.

Нагруженная таким образом балка статической нагрузкой должна подвергнуться удару. Это будет наиболее опасным моментом в работе обода полка (см. черт. на стр. 37).

Швеллер пролетом

$$\frac{\pi d}{4} = \frac{3,14 \cdot 5}{4} \sim \frac{16}{4} = 4 \text{ м}$$

¹ См. «Курс сопрог. мат.» проф. Тимошенко, 2-е изд., стр. 13.

где πd —длина по окружности внутреннего обода, 4—части окружности между четырьмя точками привеса обода полка, будет нагружен статической нагрузкой, равной:

$$806^1 : 2 = 403 \text{ кг}$$

Момент сопротивления для пролета получим из формулы:

$$W = \frac{PL}{12p}$$

где W —момент сопротивления, P —равномерная по всей длине балки нагрузка, L —длина балки и p —временное сопротивление изгибу. Подставив в формулу наши данные, получим:

$$W = \frac{403 \cdot 400}{12 \cdot 3300} \cong 4 \text{ см}^3$$

Полученный момент сопротивления соответствует моменту сопротивления швеллера № 3.

Размер швеллера для обода полка, при условии удара посредине его падающим телом, мы получим из формулы:

$$\frac{QV^2}{2g} = \frac{R^2 LI}{6a^2 E},$$

где Q —вес падающего груза, равный 10 кг; V —конечная скорость в момент удара, равная 588 м/сек², g —ускорение, равное 9,81 м/сек², R —допускаемое напряжение при изгибе, равное 300 кг/мм², L —длина пролета, равная 4 м, I —момент инерции, a —расстояние от нейтральной линии до наиболее удаленного волокна и E —модуль упругости железа, равный 22 000 кг/мм².

Так как в нашей формуле являются неизвестными I и a , то при определении профиля швеллера мы будем подбирать таковые по R . Возьмем швеллер № 3, тогда получим:

$$R = \sqrt{\frac{QV^2 \cdot 6a^2 E}{LI \cdot 2g}} = \sqrt{\frac{10 \cdot 588 \cdot 6 \cdot 225 \cdot 22000}{400 \cdot 6,39 \cdot 2 \cdot 9,81}} = \sqrt{\frac{17463600000}{50148}} \cong 600 \text{ кг/см}^2$$

что является вполне допустимым.

Сложив моменты сопротивлений для статической и динамической нагрузок, получим:

$$4,0 + 4,3 = 8,3 \text{ см}^3$$

Такому моменту сопротивления соответствует момент сопротивления швеллера № 5.

Примерный вес сетчатого подвешного полка

№	Наименование частей	Размер	Единицы измерения	Количество единиц измерения	Вес в кг единицы измерения	Всего веса, кг
1	Внешний обод (швеллер)	№ 5	кг/пог. м	19	5,6	106
2	Внутренний обод (швеллер)	№ 8	»	16	5,6	89
3	Угольник для прикрепления сеток к внешнему ободу	№ 4	»	19	2,4	45
4	Полосовое железо для прикрепления сеток к внутреннему ободу	45 мм × 10 см	»	16	3,5	56
5	Сетка из проволоки толщ. 5 мм	—	кг/м ²	20	18,5	370
6	Сетка из проволоки толщ. 1 мм	—	»	20	2,0	40
7	Прицепное устройство	—	—	—	—	75
8	Мелкие части	—	—	—	—	25
Итого		—	—	—	—	8,06

Примечание: Вторая сетка имеет очки 0,5×0,5 см.

¹ Вес полка. См. таблицу.

² См. «Курс сопрот. мат.» проф. Тимошенко, 2-е изд., стр. 428.

Организация работ

При пользовании нашим способом производства работ по проходке шахт желательно в целях экономии времени иметь наибольшие по глубине заходки, закрепленные временной крепью. Это необходимо для того, чтобы подвесной полок установить для возведения с него постоянного крепления на такой высоте над забоем проходки, чтобы взрывная волна при взрыве шпуров не могла повредить полка.

Кроме того желательно взрывание шпуров вести пистонами замедленного действия и иметь небольшие заряды.

Если по тем или иным соображениям этих условий выполнить не представится возможным, тогда придется каждый раз на время паления шпуров приподнимать подвесной полок на безопасную для полка высоту над забоем ствола шахты и потом опускать его. На эти операции будет тратиться время.

Для того чтобы подвесной полок находился на возможно небольшой высоте над забоем ствола шахты, необходимо опалубку полка иметь не сплошную, а состоящую из отдельных ляд, для того чтобы на время паления шпуров поднимать эти ляды, ставить в вертикальное положение, подвешивая их к сетчатому полку, и таким образом давать взрывной волне возможность свободно проходить через полок.

Когда будет выбрано место для закладки башмака для постоянного крепления, к этому месту спускается подвесной полок и с него готовится углубление для башмака и производится выкладка его. В это время работы в забое не производятся. Для того чтобы не останавливать работ в забое проходки на время производства углубления для башмака, желательно эти углубления производить попутно с продвижением забоя проходки, если позволят породы.

Когда башмак будет выведен на такую высоту, что можно будет ввести в кольцевой зазор между креплением и ободом полка пневматическую шину, тогда последняя заводится и возобновляются работы в забое проходки, которые ведутся одновременно с работой по возведению постоянного крепления.

Перед зарядкой бурок работы по возведению постоянного крепления прекращаются, полок очищается, из пневматической шины выпускается воздух, шина вынимается из кольцевого зазора и располагается по борту полка или выдается на поверхность. Ляды, представляющие опалубку полка, ставятся в вертикальное положение.

После выпала шпуров во время проветривания забоя подвесной полок приводится в рабочее положение.

Для того чтобы можно было пневматическую шину выдавать на поверхность и вновь заводить ее, тяги, на которых подвешивается полок, снабжаются винтовыми стяжками, для того чтобы возможно было по очереди ослабить каждую тягу, отцепить крючок от обода полка и таким образом переложить шину на полок.

Работы по возведению постоянного крепления обслуживаются отдельной подъемной машиной.

Направляющие канаты для букетов укрепляются или к подвесному рабочему полку или к специальной раме, находящейся ниже полка. Сетчатый предохранительный полок имеет соответствующие отверстия для прохода букетов на полок. Направляющая рамка задерживается сетчатым полком.

Букеты, обслуживающие забой проходки, проходят в своих направляющих канатах через соответствующие отверстия в сетчатом предохранительном полке и в подвесном рабочем полке.

Направляющие канаты укрепляются к той же раме, к которой укреплены канаты для букетов, обслуживающих крепление шахты.

Для большей осторожности пространства между сетчатым и рабочим полками, в которых проходят букеты в забой шахты, отгораживаются сетками (дет. 7).

С рабочего подвесного полка спускается канатная лестница в забой шахты. В полке имеется над лестницей соответствующее отверстие, перекрываемое лядой.

Для прохода подвесного насоса через полки в полках оставляются отверстия, которые перекрываются в сетчатом полке сетчатым щитом, а в рабочем полке — лядой.

ПОДЪЕМ БАДЬЯМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ им. КИСЕЛЕВА

Проходка ствола шахты им. Киселева в Чистяковском районе диаметром в свету 5,5 м и глубиной вместе с зумпфом 353 м, а также квершлага рудничного двора в обе стороны—на север и юг—по 7,5 м с креплением была закончена фирмой Тиссен 1 августа 1930 г., и с этого дня все работы по дальнейшему прохождению и креплению всех околоствольных выработок—рудничного двора—перешли в наши руки.

Нужно заметить, что проходка ствола начата была 2 марта 1927 г., а Ремовский пласт h_3 был вскрыт 8 апреля 1930 г.; проходка находилась почти все время в очень тяжелых условиях из-за сильного притока воды, доходившего на горизонте 247 м до 4500 л в минуту; чтобы ослабить приток и пройти ствол до конца потребовалась цементация пород; это и послужило причиной затягивания работ по проходке ствола на такой продолжительный срок. Но зато тем самым обстоятельства вынуждали нас ускорить все работы по околоствольным выработкам, чтобы возможно скорее их окончить и подготовить шахту к эксплуатации, срок начала которой и так значительно затянулся.

Нами шахта была принята от немцев с притоком 350 л в минуту, каковой приток ими откачивался частью с горизонта 232 м подвесным электрическим насосом из специально устроенной камеры-водосборника и частью с основного горизонта 345 м проходческими бадьями емкостью 1 м³, наполнявшимися самодельным пневматическим насосом типа Мамут. Всего за сутки приходилось выдавать воды с горизонта 345 м до 220—240 бадей.

В таком состоянии в дальнейшем водоотлив оставить нельзя было, но до удовлетворительного разрешения этого вопроса ничего изменять в системе подъема также невозможно было, так как даже на одну смену нельзя было остановить откачку воды бадьями.

Поэтому весь август и сентябрь ушли на разрешение вопроса с водоотливом путем форсирования работ южного квершлага и временной насосной камеры, приспособленной путем удлинения запроектированной с западной стороны южного квершлага камеры до вззедения постоянного бетонного крепления, спуска и монтажа трех стационарных насосов производительностью по 100 м³ в час каждый и спуска и монтажа временной электро-подстанции в той же насосной камере. Это же время нами было использовано для решения вопроса о наиболее рациональном способе выдачи породы и угля в дальнейшем из подземных работ и спуска крепежных материалов в шахту.

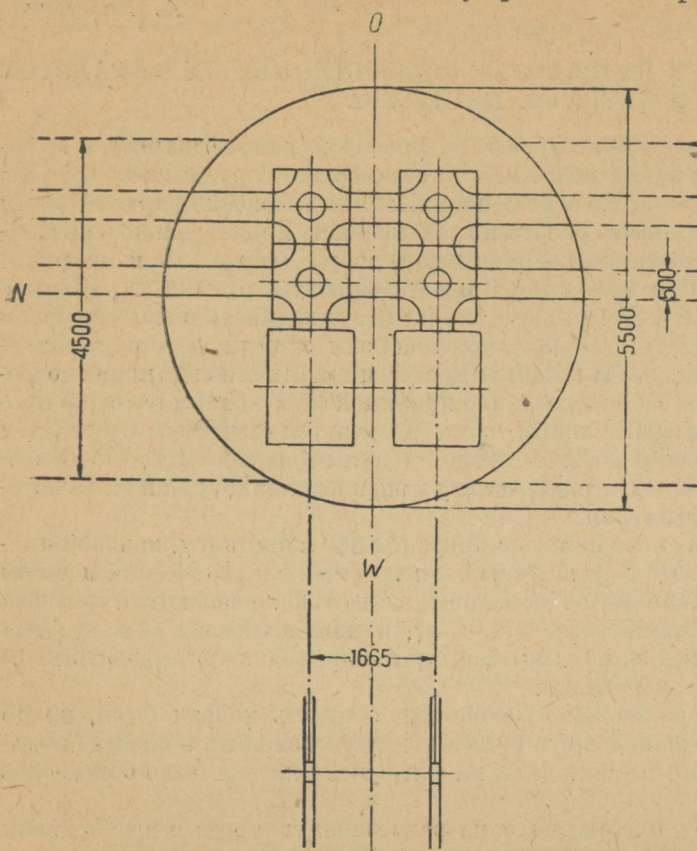
В основном мог идти выбор между двумя возможными способами: путем навески временных клетей и работы по канатным проводникам, так как постоянной армировки ствола еще не было, либо путем выдачи груза и спуска материалов в шахту теми же самыми проходческими бадьями. Тот и другой способы имеют свои общеизвестные плюсы и минусы, влиявшие на наш выбор, которые мы считаем все же необходимым привести здесь.

Так как квершлагные работы безусловно требуют откатки угля и породы вагонетками, то, естественно, проще и легче всего производить выдачу грузе-ных вагонеток клетями с перегрузкой породы и угля на поверхности помощью опрокидов. Так же просто производится спуск в вагонетках и клетях бетона, песка, кирпича и пр. Таким именно способом и разрабатываются почти исключительно все рудничные дворы новых шахт в Донбассе.

Недостатками этого способа являются значительные переделки в копре, как-то: нужно убрать проходческий станок для возможности свалки породы

бадьями, устроить приемную площадку с кулаками для вагонеток, сделать хотя бы небольшую эстакаду с опрокидами для угля и породы, переставить шкивы для канатных проводников и почти всегда делать переделку в основной железной раме. Работы в рудничном дворе по переустройству незначительны и на них нечего останавливаться.

При подъеме бадьями все перечисленные выше недостатки устройства клетьевого подъема не имеют места. Все устройства в копре, сделанные для проходки



Фиг. 1.

проходческая подъемная машина в 250 л. с. все же местные условия привели нас к убеждению нецелесообразности переустройства подъема с бадей на клетки.

Учесть надо было главнейшее расположение подъемной машины, которая стояла на запад от ствола, в одну линию восток—запад со зданиями паровых лебедок. Направление же оси квершлага рудничного двора было как раз под углом 90° к этой линии зданий, т. е. север—юг. Поэтому обе бадьи в рудничном дворе становились по этой же оси север—юг и если бы устраивать клетьевой подъем, то оси клеток получились бы под углом 90° по отношению к оси квершлага и откаточных путей в нем и пришлось бы на стволе в рудничном дворе укладывать четыре поворотные плиты перед клетями (фиг. 1).

Конечно работа на грузки клеток вагонетками, без возможности выбивать порожняк на другую сторону, значительно осложнялась; это безусловно замедлило бы маневры, а вместе с тем повело бы к сокращению числа подъемов в час. Если же расположить клетки по диагонали, то это очень значительно усложнило бы устройство и обслуживание приемной площадки в копре, что было бы еще менее выгодно (фиг. 2).

К тому же, как указывалось выше, надо было бы сделать значительные переустройства в копре в основной раме, переделать в стволе на горизонте 232 м насос-

ствола, остаются без изменения: ни прибавлять, ни убавлять ничего не надо. Но зато откатку грузов по око оствольным выработкам при их разработке нужно вести, либо загрузая в забоях подвезенные на площадках бадьи либо подкатывая к стволу вагонетки с грузом и перегружая их в бадьи. Точно так же, не так просто организовать спуск в шахту материалов для крепления и доставку их к местам работ. Это вынуждает иногда прибегать к выдаче вагонетками без клеток, как например шахта № 1/2 Горско-Ивановского УНШ, при помощи так называемых «бугелей»¹.

Хотя в нашем распоряжении и были готовые две клетки на вагонетку емкостью $0,5 \text{ м}^3$ каждая, кулачное устройство и прочее с шахты им. Лутугина, а также сильная

¹ См. журнал «Инженерный работник» № 9, 1930.

ный полук, который все еще нужен был, и ликвидировать полук на горизонте 100 м, иначе клетки не прошли бы до рудничного двора. По приблизительному подсчету получалось, что все эти работы потребуют времени около одного месяца и затрат в несколько тысяч рублей, с полной приостановкой всех горных работ в шахте на этот же срок, что было еще более существенно.

Все это нужно было бы на срок не более 6—7 месяцев, в течение которых все околоствольные выработки заканчивались бы, после чего для армировки и цементации ствола все сооружения над стволом в копре, вместе с клетями, снова подлежали бы ликвидации.

Эти две основные причины — неудобная, односторонняя загрузка клеток вагонетками в рудничном дворе и перспектива потери одного месяца для горных работ в шахте — заставляли нас изыскивать возможности бесперебойной работы на бадах. При этом конечно подъем нужно было так организовать, чтобы он ни в коем случае не чинил препятствий для работ по рудничному двору, так как иначе можно было бы легко сэкономить месяц времени в дальнейшем потратить, да еще затянуть работы сверх этого.

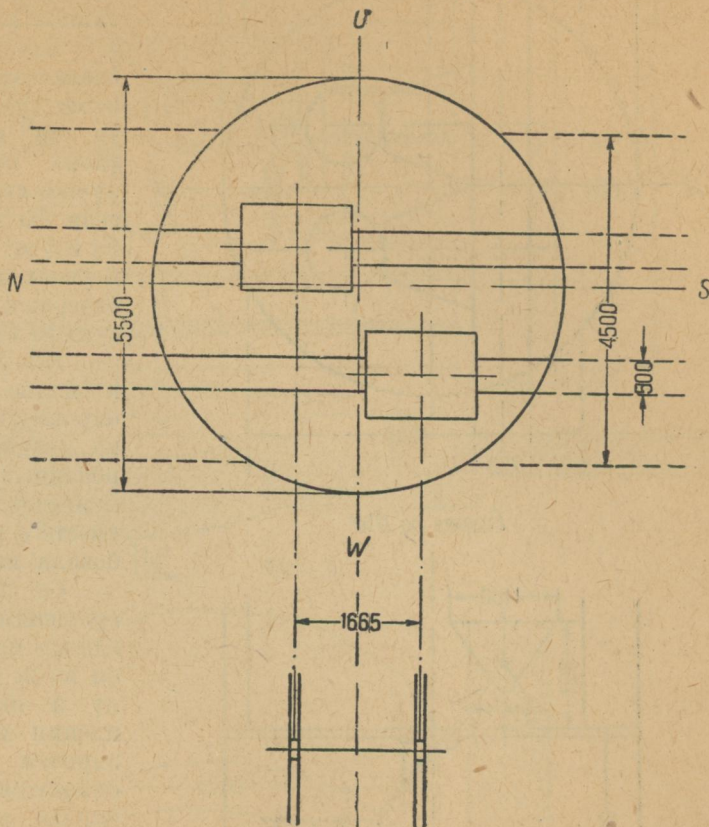
Так как зумпф шахты был глубиной всего 8 м, а приток воды был равен $21 \text{ м}^3/\text{час}$, то все варианты с бункерами в зумпфе не могли претендовать на жизнеспособность из-за постоянной угрозы их подтопления водой.

Поэтому первый вариант нами был предложен следующий: откатка по околоствольным выработкам в копчелевских вагонетках с загрузкой бадей боковой свалкой кузова с породой через короткие люки (фиг. 3). Так как загрузка бадьи должна была идти быстро и емкость вагонетки и бадьи были равны, т. е. по 1 м^3 , то результаты можно было ожидать хорошие.

Не удалось испытать этого за отсутствием 20 копчелевских вагонеток в шахте: у нас было всего десять таких вагонеток, для откатки породы от копра в отвал. Кроме того такие большегрузные вагонетки с породой не смогли бы откатываться вручную, особенно при наличии запроектированных уклонов и подъемов почвы. К тому же предполагалось прохождение сбойки-бремсберга со стороны шахты им. Киселева, а там при сечении бремсберга в 4 м^2 манипулировать с копчелевскими вагонетками было бы тоже трудно.

Нам кажется, что таким образом можно хорошо работать при наличии специальных совкообразных вагонеток емкостью $0,5 \text{ м}^3$, что можно было бы испытать.

Второй наш вариант, осуществлением которого были обеспечены прохождение и крепление всех околоствольных выработок шахты им. Киселева за 7 месяцев, основываясь на использовании для откатки в шахте имевшихся в наличии обычных вагонеток емкостью $0,5 \text{ м}^3$ (500 мм колея), с загрузкой бадей двумя



Фиг. 2.

ручными круговыми опрокидами, стоявшими один за другим на стволе вдоль оси квершлага № 3.

Как видно из фиг. 4 и 5, загрузка угля и породы в бадьи производилась с севера и юга в любую бадью путем прогонки груза с одной стороны и выбойки

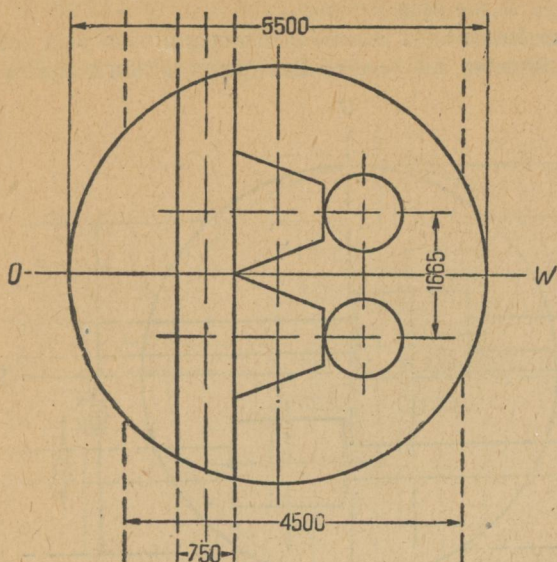
порожняка на другую сторону и с ссыпкой породы через короткие люки, обшитые 3-мм железом, имевшими боковые борта, не показанные на чертежах.

Так как немцами был уже сделан солидный полук на 2,5 м ниже уровня рудничного двора, то им мы воспользовались для своих целей, хотя порода еще лучше скатывалась бы по люкам, если бы полук был ниже хотя бы на 0,5 м. Во всяком случае порода и уголь шли по люкам хорошо, без задержек, и уменьшать емкость зумпфа из-за этого не было смысла.

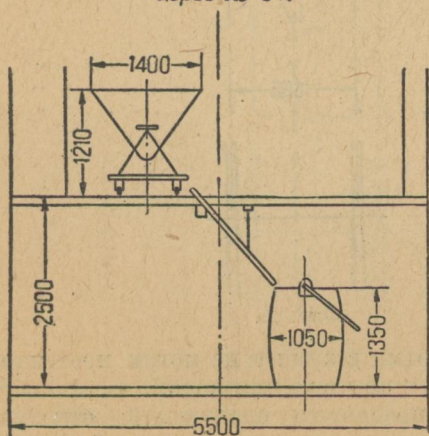
На фиг. 6 отдельно показана в плане конструкция рамы под опрокиды. Установка этой рамы на имевшихся еще ранее забетонированных постоянных балках для монтажа постоянных толкателей вместе с устройством люков потребовала всего одни сутки.

От устройства независимого вращения каждого опрокида от одного мотора пришлось отказаться из-за сильного капежа по стволу и из-за возможности подтопления мотора водой из зумпфа; впрочем пропускная способность опрокидов при ручной свалке была вполне достаточная, и задержек в работах из-за подъема обычно не было.

Произведенный хронометраж, среднее из наблюдений над шестью рабочими сменами, показал следующее время по отдельным операциям.



Разрез по OW



Фиг. 3.

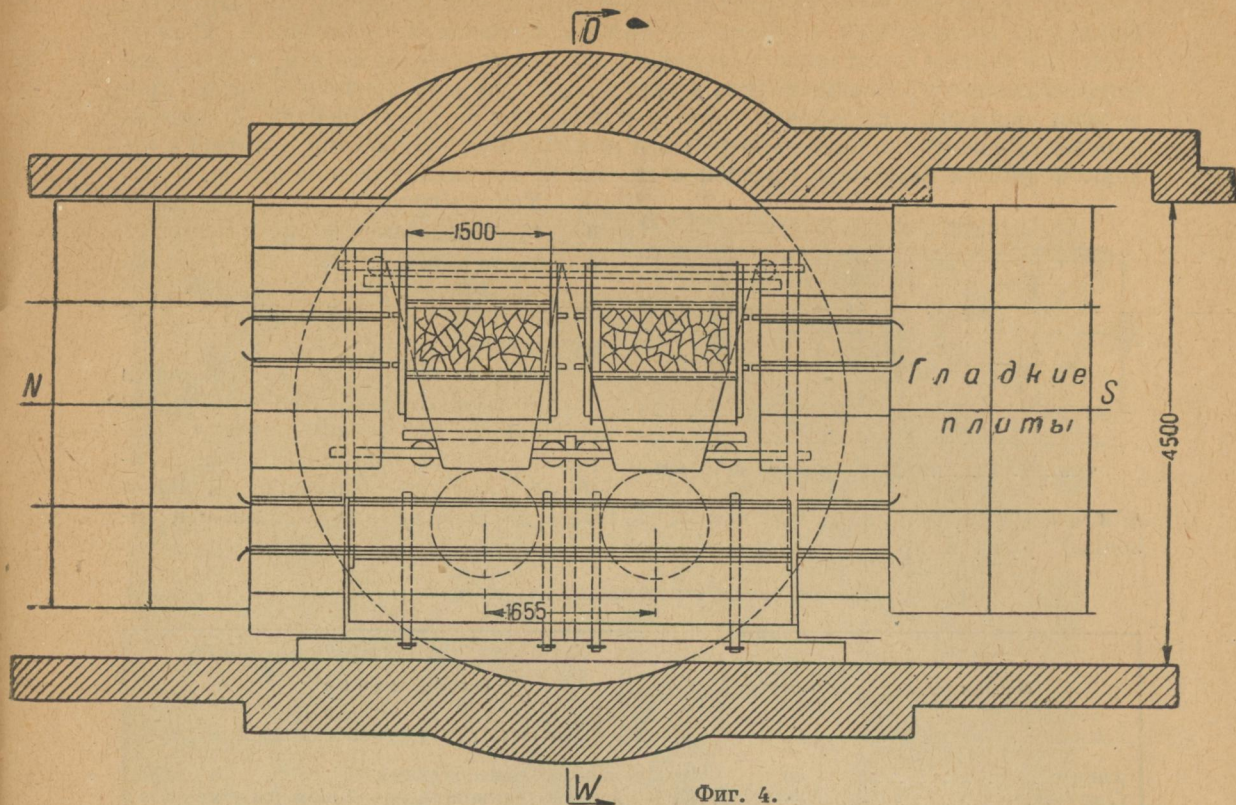
Таким образом в 1 час можно было сделать 20 подъемов с грузом и выдать 20 м³ разрыхленной породы или угля.

Так как организация работ по прохождению околоствольных выработок была такова, что при трех восьмичасовых сменах время на выдачу груза в каждой смене было 6 часов, то за смену можно было выдать 120, а за сутки 360 бадей, или 720 вагонеток.

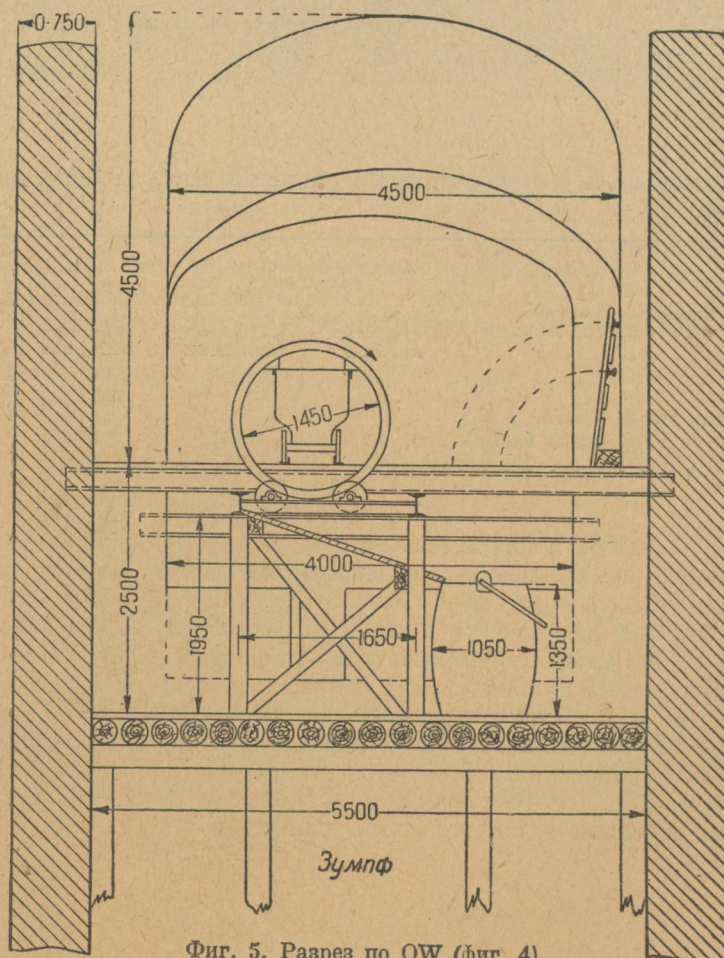
Фактически лишь в декабре месяце, когда одновременно работало девять забоев, сменная выдача доходила до 105—110 бадей, что вполне обеспечивало все эти работы.

Интересно проследить по месяцам рост выдачи груза из шахты, что конечно было связано с развертыванием горных работ.

Так как было весьма трудно одновременно проходить околоствольные выработки, а также вести вслед постоянное бетонное крепление их из-за тесноты сечений и скученности работ, а к тому же кровля, лишь за некоторыми исключениями, как например южный квершлаг и гараж, была довольно устойчива,

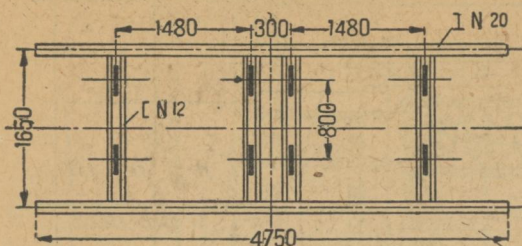


Фиг. 4.



Фиг. 5. Разрез по OW (Фиг. 4).

то с августа месяца после закрепления временной насосной камеры все выработки вплоть до января 1931 г. были закреплены временным деревянным креплением. Все усилия в этот период времени были сосредоточены на том, чтобы к январю закончить прохождение всех выработок, а потом их крепить бетоном, продолжая одновременно прохождение удалившихся к тому времени от ствола коренного и вентиляционного штреков и начать сбойку-бремсберг, который в основном должен был быть пройден с шахты № 23 вниз уклоном 900 м.



Фиг. 6. Валики d-300 мм оси d-40 мм

Ход развития горных работ по прохождению и креплению в шахте, о чем можно судить по объему проделанной подъемом работы, сведен в таблицу, приводимую ниже.

В эту таблицу не включен спуск в шахту всех материалов для временного крепления, как-то сосновые стойки и подтоварники, обаполы, железные кружала и доски

для опалубки бетонного крепления, а также рельсы, вентиляционные и газовые трубы и пр.

Максимальная суточная выдача из шахты

Месяцы	Количество бадей	Примечание
Август	80	Откачка воды тоже бадьями
Сентябрь	—	Крепление временной насосной камеры и монтаж насосов
Октябрь	200	Нагрузка бадей опрокидами
Ноябрь	250	» » »
Декабрь	285	
	или 570 вагонеток	

Таким образом подъем груза из шахты бадьями был разрешен вполне удовлетворительно.

Состояние отсыпаемого грунта	При возке тачками по рельс. путям		При конной возке	
	Грунты песчаные	Грунты глинистые	Грунты песчаные	Грунты глинистые
При содержании в теле насыпи мерзлых комьев до 50% объема насыпи	13	16	11	14
То же более 50%	15	18	13	16

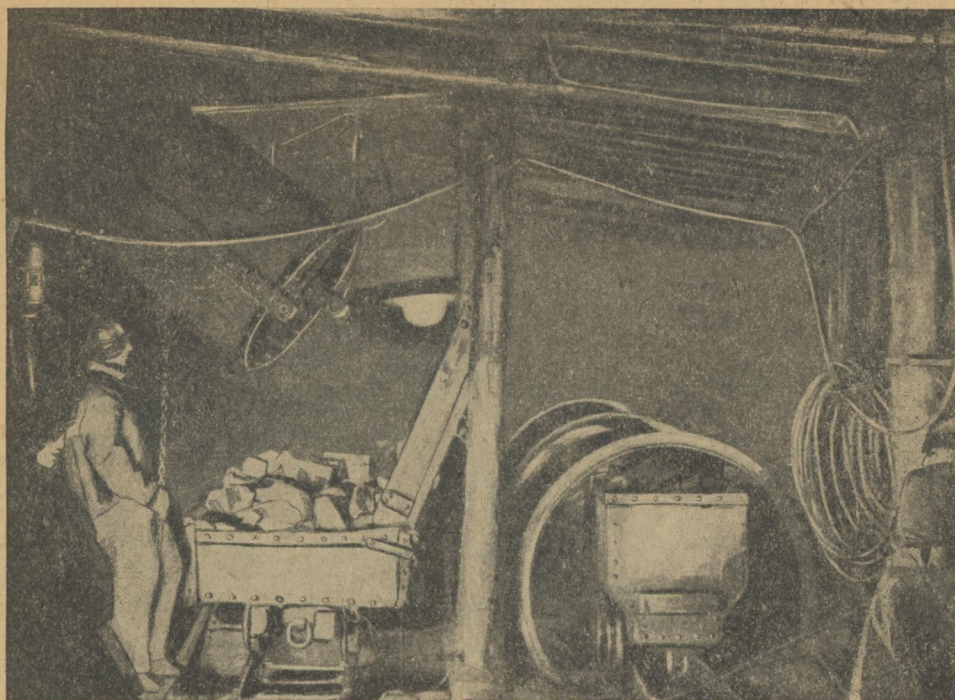
Обслуживало выдачу и спуск обычно 4 человека: 1 сигналист, 2 на опрокидах и 1 в зумпфе на нижнем полке, подставлявший бадью под люк.

При выдаче 60 бадей и меньше в смену ставилось 3 человека. Все эти люди работали под сильным капежем по 6 часов в резиновой проходческой одежде.

Точно так же был удовлетворительно разрешен вопрос со спуском материалов в шахту. Стойки, подтоварники, доски, кружала, рельсы, железные трубы спускались обычно на серье с панцырем; обаполы, шпалы 1-м и прочий мелкий материал и инструмент — в бадье. Полуогнеупорный кирпич, из которого выкладывались все стены выработок, готовый бетон для сводов, заготовлявшийся на поверхности в бетономешалке Кайзера, а также цемент и песок для раствора кирпичной кладки спускали в шахту двумя способами.

Первый способ, больше всего применявшийся, заключался в подцепке под железную выдачную бадью другой деревянной бадьи с материалом, емкостью 0,6 м³ (фиг. 7).

Эта деревянная бадья, наполнявшаяся из бетономешалки бетоном, подвозилась на нижние яды в копре, и прицепленная к вышедшей из шахты железной бадье после ее опорожнения от породы спускалась в шахту, где ее принимали на площадку, поставленную на откидные рельсы через ствол, как видно на фиг. 4,



Фиг. 7.

5 и 7, и доставляли к месту работ, где ее опрокидывали с площадкой на бок на подложенную вдоль путей стойку. Бетон при этом сам нагружался на железные листы, откуда он лопатами подавался за опалубку. Железная бадья после откатки площадки с бадьей от ствола и поднятия откидных рельсов становилась на нижний полук под погрузку породой или углем.

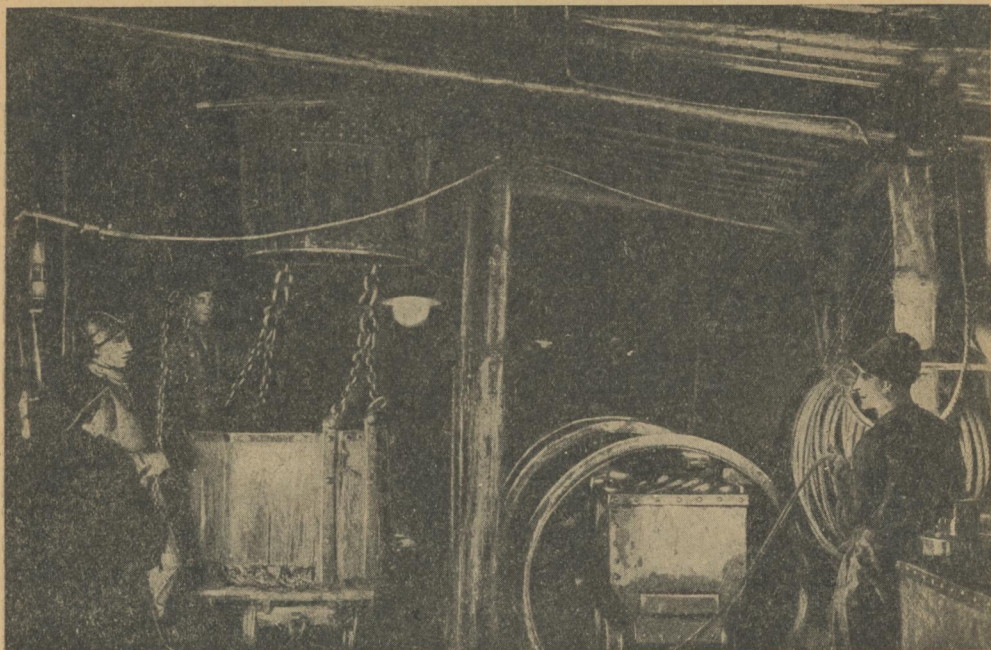
Времени на эти операции, согласно хрононаблюдениям, требовалось:

Прицепка	деревянной бадьи в копре	0'15"
Отцепка	» » в руддворе	0'12"
Откатка	» » с откидной рельс	0'11"
Всего на 1 бадью с материалом		0'38"
Движение бадьи с грузом		0'57"
Маневры »		0'31"
Разгрузка бадьи в копре		0'29"
Погрузка бадьи опрокидками		0'42"
Подача сигналов и простой после сигнала		0'17"
Итого среднее время на выдачу 1 бадьи с грузом		2'56"

Второй способ заключался в спуске материалов в шахту той же железной бадьей, что выдавали уголь и породу, и в опрокидывании ее в рудничном дворе двумя цепями, зацепляемыми за кольца в днище, причем материал сваливался

в подставляемую деревянную вагонетку с низкими бортами и емкостью 1 м³ (фиг. 8).

Удобство этого способа—это спуск зараз 1 м³ материала. Неудобство было в большом весе откатываемых вручную груженных вагонов, а главное, при сильном капеже сверху, хотя над стволом и было сделано деревянное, оббитое толем перекрытие, видное на фиг. 7 и 8, при деревянных вагонетках спускавшийся сверху и опрокидывавшийся в бадью бетон сильно размывался водой, и цемент стекал через неплотность откидной стенки вагонетки в зумпф.



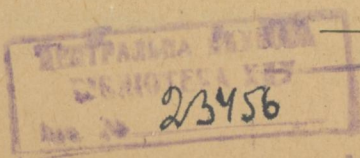
Фиг. 8.

Этот способ, как показал опыт, требует наличия широких, низкобортных, емкостью 1 м³ железных вагонеток и механической тяги до мест работ. Поэтому этот способ применялся мало, и главная масса бетонных работ в шахте была сделана по первому способу, т. е. помощью прицепной бадьи.

Самоопрокидывающиеся бадьи для материала, применявшиеся при проходке ствола, нами при разработке рудничного двора не использовались из-за неудобства их разгрузки и невозможности использовать для обратного хода наверх под выдачу породы.

В заключение следует указать, что при разработке и креплении всех околоствольных выработок механизировано было лишь бурение шпуров ручными молотками Флоттмана AN-55, да при разборке породы и оборке забоев применялись отбойные молотки Флоттмана. Заправка буров была механическая, также станком Флоттмана. Все остальные операции, из них наиболее тяжелые и трудоемкие, как-то: погрузка вагонеток породой, откатка, подвозка бетона, песка, кирпича и пр. к местам работ, заброска бетона лопатами за опалубку сводов и трамбовка—все шло вручную. Центральной рабочей фигурой был неквалифицированный крестьянин, лишь вооруженный лопатой.

Естественно, что мы испытывали все время недостаток в рабсиле. Изжить это можно лишь путем механизации и закрепления немногочисленных, но хорошо обученных и правильно оплачиваемых квалифицированных кадров рабочих и техперсонала.



10605

